HUTNIK

CZASOPISMO POŚWIĘCONE SPRAWOM HUTNICTWA POLSKIEGO

ROK XIII **KATOWICE - LIPIEC - 1946** **ZESZYT 7**

Inż. Ignacy BOREJDO
Nacz. Dyr. C. Z. P. H.

Światowa produkcja hutnicza w przededniu i w czasie drugiej wojny światowej

Energetyczno-surowcowe podstawy światowej produkcji hutniczej.

Kula ziemska zawiera około 30% Fe. Dostępna badaniom część skorupy ziemskiej zawiera około 4,2% Fe. Do głębokości około 1000 metrów mamy zatem około 2.10^{17} ton Fe. Jeśli przyjmiemy średnią światową produkcję żelaza na 150.10^{6} ton rocznie, to wyżej obliczony teoretyczny zapas żelaza starczyłby na około $1,3.10^{9}$ lat. Tak się sprawa przedstawia teoretycznie. Jeśli jednak uwzględnimy, że niecała powierzchnia kuli ziemskiej nadaje się do eksploatacji i że ziemie, zawierające mniej, niż 10% Fe, w ogóle nie mogą być przemysłowo eksploatowane, to otrzymamy mniej ponętne widoki na przyszłość. Światowe zapasy rud, nadających się do eksploatacji, są znacznie mniejsze od powyżej obliczonych teoretycznie i wynoszą zaledwie około 250.10^{9} ton, które przy wyżej szacowanej średnio- rocznej światowej produkcji 150.10^{6} ton — uwzględniając, że produkcja będzie wzrastać — starczą na około 700—800 lat. Ten ostatni wynik nie powinien jednak nas nastrajać pesymistycznie. Wiemy, że skorupa ziemska jest zaledwie w drobnej mierze zbadana i że, poza stwierdzonymi lub możliwymi zapasami, kryje ona jeszcze w swym łonie olbrzymie ilości bogatych rud żelaza, dotychczas nie zbadanych, ani wyśledzonych. Dowodem istnienia tych złóż jest fakt ich wykrywania w miarę rozszerzania poszukiwań i ulepszania metod poszukiwawczych. Następną możliwością rozszerzenia bazy rudnej przemysłu hutniczego są postępy techniczne redukcji żelaza, pozwalające na eksploatację coraz biedniejszych rud. To nam pozwala żywić nadzieję, że zapasy rud starczą na daleko dłużej, niż 800 lat, tym bardziej, że w naszym rachunku nie wzięliśmy pod uwagę złomu, który stanowi dość poważną pozycję w rocznej produkcji stali.

Wspomniane zapasy 250.10^{9} ton rudy są rozdzielone mniej więcej w sposób następujący: Ameryka — 130.10^{9} ton, Europa — 10^{9} ton, Azja — 25.10^{9} ton, Afryka — 10.10^{9} ton, Australia i Oceania — 1.10^{9} ton.

Drugim podstawowym surowcem dla produkcji stali jest węgiel, który służy zarówno jako środek redukcyjny, oraz jako paliwo. Znane zapasy węgla wynoszą około $6.000.10^{9}$ ton, razem z węglem brunatnym, przy czym 3 t węgla brunantnego liczono, jako 1 t węgla kamiennego. Przy rocznym wydobyciu około $1,5.10^{9}$ ton zapas ten starczy na około 4000 lat.

Wymienione zasoby są rozmieszczone w przybliżeniu w sposób następujący: Ameryka — 3500.10^{9} ton, Azja — 1500.10^{9}, Europa — 800.10^{9}, Afryka i Australia — 200.10^{9}.

W stosunku do węgla można powiedzieć to samo, cośmy mówili o zasobach rud, że z biegiem czasu, w miarę posuwania się badań skorupy ziemskiej, będą wykryte nowe pokłady węgla. Na podstawie badań radzieckich geologów przypuszczalne zapasy węgla w Rosji Azjatyckiej wynoszą około 2000.10^{9} ton. Jeśli jednak uwzględnimy, że obliczone zasoby sięgają do głębokości 2000 metrów, podczas gdy wydobywać narazie można tylko do głębokości około 1200 metrów i, że roczne wydobycie będzie wzrastało, to węgla kamiennego może starczyć zaledwie na kilkaset lat.

Nie ulega najmniejszej wątpliwości, że ludzkość w ciągu najbliższych kilku stuleci stanie wobec zagadnienia braku węgla, jeśli już obecnie nie będą robione wysiłki w kierunku wyeliminowania węgla, jako paliwa i zastąpienia go energią elektryczną, otrzymaną z energii wodnej. Szczególnie hutnictwo może dużo na tym polu zdziałać. Już obecnie budowane są w krajach, obfitujących w energię wodną, wielkie piece, opalane prądem elektrycznym. Inne oddziały hutnicze, jak stalownie i walcownie korzystają już obecnie w szerokim zakresie z energii elektrycznej dla celów grzewczych, lecz jest to jeszcze energia, pochodząca z elektrowni cieplnych. Już obecnie jest wskazana rozbudowa elektrowni wodnych, celem możliwie największego wyzyskania będącej do dyspozycji energii wodnej. Światowa produkcja energii, wyrażona w tonach węgla, wynosi obecnie około 2.10^9 ton rocznie. Procentowo udział poszczególnych rodzajów paliw jest następujący: węgiel — 70%, ropa — 20%, gaz ziemny — 2%, woda — 8%. Zasoby jednak energii wodnej są tak wielkie, że one same mogłyby całkowicie pokryć pełną światową produkcję energii. Niestety — najznaczniejsze ilości światowej energii wodnej rozrzucone są w okolicach mało zaludnionych, najwięcej (około 40%) po lądzie afrykańskim.

Jeszcze gorzej przedstawia się sprawa z zasobami światowymi ropy naftowej. One starczą zaledwie na kilkadziesiąt lat. Światowe wydobycie wynosi około 300.10^6 ton rocznie. Największymi producentami są: Stany Zjednoczone, Venezuela, Z. S. R. R., Iran, Indie Holenderskie, Rumunia.

Rok 1735, w którym Abrahamowi Darby — Synowi udaje się wyprodukować koks z węgla i pierwszy wytop surówki na koksie, następnie lata 1784, kiedy Henry Cort wynajduje pudlarski sposób świeżenia surówki, 1855 — bessemerowski sposób świeżenia, 1864 — martenowski i 1878 — thomasowski sposoby świeżenia — są słupami milowymi na triumfalnej drodze stali do opanowania całokształtu życia ludzkiego.

W 1870 r. światowa produkcja surówki wynosiła 12 milionów ton, w 1937 — 104 milionów ton, a w 1940 — 108 milionów ton.

W 1870 r. światowa produkcja stali surowej wynosiła 7,5 miliona ton, w 1937 — 135,5 miliona ton, a w 1943 — już 160 milionów ton.

Liczby te wskazują równocześnie na rolę, jaką zaczęła odgrywać stal od czasu, kiedy ludzkość nauczyła się produkować ją tanio i w gatunkach, dających się zastosować do najróżnorodniejszych celów. Obecnie produkcja stali pewnego kraju stała się miernikiem, wskazującym poziom cywilizacji, dobrobytu i prężności gospodarczej danego kraju. Silnie rozwinięty przemysł hutniczy jest podstawą dla przemysłu maszynowo-przetwórczego, jest podstawą obrony narodowej. Stąd też obserwujemy ustawiczny wzrost produkcji hutniczej w całym szeregu państw, które posiadają odpowiednie warunki, sprzyjające rozwojowi hutnictwa.

Zadaniem niniejszego artykułu jest podanie szkicu rozwojowego produkcji stali w poszczególnych krajach, z uwzględnieniem baz surowcowych, wielkości produkcji i rozmieszczenia geograficznego zakładów.

Rozpoczniemy od rozpatrzenia krajów o najsilniej rozwiniętej produkcji:

1. Stany Zjednoczone Ameryki Północnej.

Produkcja hutnicza Stanów Zjednoczonych opiera się na jednej z najbogatszych baz surowcowych. Olbrzymie zapasy pierwszorzędnych gatunków węgla i nie mniejsze zapasy dobrych rud. Zapasy węgla kamiennego w Stanach Zjednoczonych oceniane są na około 2000 miliardów ton, co w stosunku do zapasów światowych, ocenianych na około 6000 miliardów ton, stanowi 33%. Najbogatsze pokłady znajdują się w północno-wschodniej części kraju — między wybrzeżem, a Wielkimi Jeziorami Kanadyjskimi. W 1937 roku wydobyto 448 milionów ton.

Jednak nie tylko węgiel sprzyjał rozwojowi hutnictwa, lecz również przebogate zasoby rud, skoncentrowane głównie w niewielkim okręgu, położonym wokół zachodniego brzegu Górnego Jeziora, na granicy Stanu Michigan i Minnesota. Okręg ten w przeciągu ostatnich pięćdziesięciu lat dostarczał prawie 80% całkowitego wydobycia krajowego. Na podstawie najnowszych badań zasoby rud żelaznych Stanów Zjednoczonych oceniane są na około 10,5 miliarda ton, o zawartości około 5 miliardów ton żelaza, co — wobec 58 miliardów stwierdzonych zapasów światowych rud żelaza — stanowi 18%. Sposób zalegania pozwala na wydobycie powierzchniowe 73% rud. Stąd niski koszt własny, który na tych kopalniach w roku

1940 wynosił 2,28 dol. za long t. (1016 kg), podczas, gdy koszt własny w kopalniach szybowych wynosił 3,93 dol.

Najpotężniejsze kopalnie znajdują się w okręgu Mesabi Stanu Minnesota, który sam dał w 1940 r. 46,3 miliona ton rudy, o średniej zawartości żelaza 52,36%, co stanowi 61,5% całkowitego wydobycia rud Stanów Zjednoczonych w tymże roku, wynoszącego okrągło 75 milionów ton. Rudy, występujące w okręgu Jeziora Górnego, stanowią po większej części miękki żelaziak czerwony, o składzie Fe = 52,09%, Mn = 0,77%, P = 0,085%, SiO_2 = 8%, H_2O = 10,93.% Poza tym występują rudy żelazne jeszcze w innych okręgach. Drugim co do wielkości okręgiem jest okręg południowo-wschodni Clinton w Stanach: Alabama, Georgia, Virginia i Tennessee. Trzecim, położonym bardziej korzystnie w stosunku do hut, jest północno-wschodni okręg żelaziaka magnetycznego, zalegającego w dość ubogich pokładach w Stanach: New-York, Pennsylvania i New-Jersey. Wreszcie czwarty — to okręg gór skalistych w Stanach Utah i Wyoming, który z pośród wymienionych ma najmniejsze znaczenie.

W 1941 roku wydobycie rud osiągnęło poziom najwyższy w porównaniu z latami poprzednimi. Na 94 mil. ton wydobytych w tym roku — 80,6 miliona ton (86%) przypada na okręg Jeziora Górnego: 8,1 miliona ton na okręg południowo-wschodni, 4 miliona ton na okręg północno-wschodni i 1,5 miliona ton na okręg zachodni.

Należy zwrócić uwagę na bardzo niekorzystne położenie głównego ośrodka kopalnictwa rud nad Jeziorem Górnym w stosunku do centrum przemysłu hutniczego, który powstał w pobliżu zasobów węgla koksującego w Stanie Pennsylvania. Rudy muszą przebyć odległości ok. 2000 km, przy czym ulec dwukrotnym przeładunkom — koleją z kopalni do portu, potem okrętem, następnie znów koleją do huty. W ostatnim dziesięcioleciu powstało jednak mnóstwo hut nad brzegami Wielkich Jezior, w szczególności nad jeziorem Erie, dokąd węgiel koksujący zostaje dowieziony koleją. Niezależnie od produkcji własnej Stany Zjednoczone importują około 2,5 miliona ton rud specjalnych z Australii, Kuby i Chile. Zapasy rud okręgu Jeziora Górnego, który obecnie zaspakaja około 70% potrzeb hutnictwa, powoli się wyczerpują i starczą jeszcze na kilkadziesiąt lat. Wobec tego należy się liczyć z przesunięciem kopalnictwa rud oraz hutnictwa do bogatego w rudy okręgu Clinton, który posiada około 2000 milionów ton rud, jednak o mniejszej zawartości żelaza, niż poprzednie.

Rud manganowych własnych Stany Zjednoczone posiadają mało i dlatego są skazane prawie całkowicie na import dawniej głównie z Z.S.R.R., Złotego Wybrzeża, Kuby i Indyj, ostatnio wzmaga się jednak import tych rud z Brazylii.

Z pozostałych surowców Stany Zjednoczone mają do dyspozycji pokaźne ilości dobrego kamienia wapiennego. W południowej części kraju, z powodu braku wapienia, używają dolomitu.

Dla uzupełnienia obrazu zaopatrzenia surowcowego przemysłu hutniczego Stanów Zjednoczonych wspomnieć należy, iż silniejszy niż gdzie indziej, ruch inwestycyjny, śmiałe usuwanie przestarzałych urządzeń i wybudowanie na ich miejsce nowoczesnych, silnie rozwinięty przemysł maszynowy, olbrzymia ilość kursujących samochodów, potężna flota morska i rzeczna — dają rocznie olbrzymie ilości złomu. W 1936 r. wielkie piece i stalownie skonsumowały ponad 28 milionów ton złomu, przytem zdołano wyeksportować prócz tego około 2 milionów ton.

Ojczyzną hutnictwa Stanów Zjednoczonych są dwa okręgi przemysłowe, położone w północno-wschodniej części kraju, ograniczone z północy Stanem Massachusetts, a z południa — Maryland. Hutnictwo rozwinęło się tutaj na miejscowej bazie surowcowej. Znaleziono bowiem dość liczne pokłady magnetytu, poza tym gęste lasy dostarczały pod dostatkiem węgla drzewnego. Naturalnie te warunki z biegiem czasu zaczęły tracić na znaczeniu, a zwłaszcza wtedy, kiedy węgiel dzewny został zastąpiony koksem, a miejscowe rudy — rudami z okręgu Górnego Jeziora. I dlatego obserwujemy w Stanach Zjednoczonych zjawiska stałego przesuwania się punktu ciężkości przemysłu hutniczego na zachód — naprzód z okręgów przybrzeżnych w kierunku zagłębia węglowego Connellsville'u, a w miarę postępu przemysłu koksowego, pozwalającego na dalsze transporty węgla koksującego, ma miejsce dalsze przesunięcie w kierunku Wielkich Jezior, t. zn. bliżej miejsca zalegania rud, gdzie wielkie miasta portowe: Buffalo, Cleveland, Chi-

cago i Gary stają się wielkimi centrami produkcji hutniczej. Od czasu wielkiego kryzysu ekonomicznego 1929 — 1932 daje się obserwować dalsze przesunięcie hutnictwa ku północy i środkowemu zachodowi, bliżej wielkich centrów przemysłu metalowo-przetwórczego i samochodowego, które stają się najpoważniejszymi konsumentami hutnictwa. Niezależnie od powyższego dają się zauważyć pewne przesunięcia również w kierunku Oceanu Spokojnego.

W obecnej chwili przemysł hutniczy Stanów Zjednoczonych skoncentrowany jest w trzech okręgach: 1 — okręg północno-wschodni, atlantycki w Stanach: Massachusetts, Eastern New-York, Eastern Pennsylvania, Maryland i Virginia; 2 — okręg Wielkich Jezior ze Stanami:: Western New-York, Western Pennsylvania, Ohio, Western Virginia, Kentucky, Indiana, Illinois, Michigan, Wisconsin i Minnesota; 3 — okręg południowy ze Stanami Alabama i Tennessee.

Jak już zaznaczyliśmy — obserwujemy w hutnictwie amerykańskim tendencję do odsuwania hut od węgla i zakładania ich w pobliżu kopalń rud. Huty okręgu atlantyckiego zyskały jednak w ostatnich latach silne oparcie o importowane, tanie rudy zamorskie, poza tym bliskość wielkich centrów przemysłowo-handlowych miast takich, jak: New-York, Philadelphia, Boston, Baltimore, daje możność łatwego zbytu nie tylko wyrobów hutniczych, ale również produktów ubocznych produkcji koksu. Punktem ciężkości przemysłu II-go okręgu są miasta: Pittsburgh, Mac Keesport ,Dusquesne, Hemestead i Braddok w Pensylvanii. W Stanie Ohio czołowe miejsce zajmuje grupa hut w dolinie rzeki Mahoning, śród których pierwsze miejsce zajmują znane zakłady Youngstown Sheet and Tube Company. Drugie miejsce zajmują huty, rozmieszczone w dolinie rzeki Ohio i w głębi Stanu. Huty tego okręgu przerabiają prawie wyłącznie rudy z okolicy Jeziora Górnego. Węgiel koksujący i płomienny sprowadzają z blisko położonego zagłębia Connelsville'skiego (Pennsylvania). Stosunki transportowe układają się tu bar-



Mapka rozmieszczenia przemysłu hutniczego U. S. A.

dzo korzystnie, ze względu na dużą ilość spławnych rzek, przecinających kraj we wszystkich kierunkach i pozwalających dowieść surowce do hut prawie wyłącznie drogą wodną, bez pośrednich przeładunków. Gęsta sieć kolejowa, magistrala, łącząca oba oceany, oraz ta sama sieć wodna służy do rozprowadzenia wyrobów hutniczych do portów oceanicznych, jak również do centrów przemysłowych Środkowego Zachodu. W czasie pierwszej wojny światowej nad brzegami Wielkich Jezior hut prawie nie było. W ostatnich dwudziestu kilku latach powstały tu zakłady, które wielkością swą przewyższyły huty pennsylvańskie. Rozłożyły się one długim łańcuchem od miasta Duluth (zachodni kraniec Jeziora Górnego) poprzez Milwaukee, Chicago, Toledo, Lorain, Cleveland, aż do Buffalo — nad północno-wschodnim cyplem jeziora Erie. Są one rozłożone na przestrzeni, wynoszącej około 1500 km, jednak stanowią pod pewnym względem gospodarczą całość. Zarówno w rudę, jak i w topniki są one zaopatrywane drogą wodną poprzez jeziora, zaś w węgiel z Kentucky, Virginia, Illinois i Indiana. Wreszcie w okręgu trzecim, który obejmuje południową część Ohio, Virginii, Kentuky, Tennessee i Alabama, wybijają się na czoło wytwórczości hutniczej zakłady w Birmigham, Bessemer i Gadsden. Większość hut tego okręgu przerabia rudy miejscowego pochodzenia, jak również miejscowy węgiel, wapno względnie dolomit. W najkorzystniejszym położeniu znajdują się zakłady w Birmingham, gdyż dookoła nich w promieniu około 25 km znajdują się duże kopalnie rud, węgla i wapienia. Reszta przemysłu hutniczego Stanów Zjednoczonych jest rozrzucona w Zachodnich Stanach — Colorado, Missouri, Utah i nad Oceanem Spokojnym — w San Francisco i Los Angelos oraz na północnym zachodzie w Stanie Washington.

Liczba wielkich pieców w Stanach Zjednoczonych stale zmniejszała się. Przed pierwszą wojną światową było 466 pieców. Przed drugą wojną światową ilość ta spadła do 246. Natomiast możliości produkcyjne spadły nieznacznie — z 53,5 miliona ton rocznie na 50,7 miliona ton. Tłumaczy się to tym, że wzamian starych, mało wydajnych pieców, zostały wybudowane nowe jednostki o wielkiej wydajności, dochodzącej do 1000 ton i więcej na dobę. Duża wydajność wielkich pieców jest również wywołana dobrymi warunkami surowcowymi, a mianowicie — wielką równomiernością materiałów wsadowych. Drobnoziarnista ruda z nad jeziora Górnego dostaje się do pieców w stanie takim, jak ją wydobywają. Spiekanie i utylizacja pyłu wielkopiecowego zyskało sobie prawo obywtelstwa dopiero od niedawna. Odpylanie gazu wielkopiecowego do takiego stopnia czystości, jak w Europie, oraz jego przemysłowe wykorzystanie spotykamy tylko w niewielkiej ilości zakładów. Natomiast bardzo rozpowszechnione są maszyny rozlewnicze. Dla rozwoju amerykańskiego hutnictwa jest bardziej charakterystyczna produkcja stali, wskazująca stałą tendencję wzrostu, niż produkcja surówki. Łatwo przekonać się, że wzrost produkcji stali nie idzie w parze ze wzrostem produkcji surówki. Przed pierwszą wojną produkcja surówki była większa od produkcji stali. Dzięki wzmożonemu zużyciu złomu stosunki po tej wojnie radykalnie zmieniły się i produkcja stali przed drugą wojną światową była o około 70% większa, niż produkcja surówki.

Równocześnie ze wzrostem zużycia złomu ma miejsce przesunięcie w produkcji różnych rodzajów stali. Wzrasta produkcja stali martenowskiej ,maleje produkcja stali bessemerowskiej. Jeszcze w 1913 r. na ogólną wytwórczość 31,5 miliona ton stali mamy około $^{2}/_{3}$ stali martenowskiej i około 30% stali bessemerowskiej. W 1937 r. na ogólną produkcję 52,4 miliona ton stali udział stali martenowskiej przekracza 90%, a stali konwertowej zmalał do poniżej 7%. Pod koniec okresu wielkiej prosperity — w 1929 roku hutnictwo posiada znaczne możliwości produkcyjne: około 51 milionów ton surówki i około 60 milionów ton stali. Do 1938 roku możliwości produkcyjne surówki pozostają niezmienione, natomiast możliwości produkcyjne stali do 1933 r. wzrastają do 72,5 miliona ton, w następnych latach spadają do 71 milionów ton, poto, aby w 1938 r. znów osiągnąć poziom 72 milionów ton.

Udział Ameryki w światowej produkcji stali od zakończenia wielkiego kryzysu (1932 r.) znów stale wzrasta. Wynosi on w 1932 r. — 28%, 1934 — 33% 1935 — 36%, 1936 — 39,% 1937 — 38%. Tak samo stale wzrasta stopień wykorzystania możliwości produkcyjnych: w 1935 r. — 48,7%, 1936 — 68%, 1937 — 73%.

Naogół produkcja surówki i stali kształtowała się w dziesięcioleciu 1929 — 1938 — jak wskazuje poniższa tabela:

	surówka	stal
	(w milionach ton)	
1929	43,296	57,336
1930	32,260	41,350
1931	18,721	27,361
1932	8,922	13,900
1933	13,559	23,604
1934	16,397	26,672
1935	21,715	34,638
1936	31,525	48,532
1937	37,721	51,378
1938	19,568	28,804

Szczególne warunki rynku miejscowego, jak też olbrzymia chłonność wewnętrzna, brak siły roboczej i wysokie koszty robocizny — sprzyjały rozwojowi walcownictwa w kierunku szerokiej mechanizacji i budowy walcowni dla specjalnych celów. Wymaganie przez rynek wielkich ilości pewnych asortymentów sprzyjało podziałowi programu walcowania w ten sposób, że nastąpiła specjalizacja walcowni przystosowanych do walcowania tylko określonych asortymentów. Miało to dobroczynny wpływ na jakość produktu, zarówno pod względem wykonania, jak i materiału. Drugim skutkiem tego kierunku rozwoju było pojawienie się walcowni ciągłych, tj. takich, w których poszczególne zgnioty odbywają się nie w jednej klatce, ale w kilku klatkach, ustawionych wzdłuż jednej wspólnej osi w kierunku walcowania. Dało to możność uzyskania olbrzymich wydajności przez zastosowanie dla każdej klatki maksymalnej dla niej szybkości walcowania. Tę samą zasadę walcowania ciągłego zastosowali amerykanie do walcowania blach.

W Stanach Zjednoczonych było przed wojną czynnych około 15—18 walcowni taśmowych na taśmy od 1000 do 2300 mm szerokości i grubości do powyżej 0,6 mm, wydajności — do 50.000 ton miesięcznie. Starsze walcownie, szczególnie mało zmechanizowane, nie mogąc konkurować z walcowniami ciągłymi, były zmuszone zmodernizować swój ruch przez zmechanizowanie całkowite, zastosowanie stołów przechylnych, samotoków, automatycznych chłodni i taśm transportowych na całej drodze przepływu materiałowego. Dzięki temu zdołano dwukrotnie zwiększyć wydajność walcowni.

O gospodarce cieplnej na walcowniach da się powiedzieć to samo, co powiedzieliśmy, mówiąc o wielkich piecach. Z powodu małego udziału kosztów paliwa w kosztach własnych, amerykanie nie rozbudowali gospodarki cieplnej tak, jak europejczycy i huta naogół nie stanowi zamkniętego układu energetycznego.

Rozwój produkcji walcowniczej w Stanach Zjednoczonych w okresie przedwojennym przedstawia się w sposób następujący: w 1913 r. wyprodukowano 25,2 miljona ton, w 1929 — 41,7 miliona ton, w 1936 — 34,3 miliona ton, a w 1937 — 37,4 miliona ton. W tym okresie czasu nastąpiły poważne przesunięcia w samym asortymencie wyrobów walcowanych, wywołane imponującym wzrostem produkcji samochodowej. Jeśli w 1913 r. produkcja blach cienkich wynosiła 2,8 miliona ton, co stanowiło okrągło 11% ogólnej produkcji wyrobów walcowanych, to w 1936 r. produkcja ta wynosi 9,2 miliona ton, czyli okrągło 27%. Temu wzrostowi produkcji blach odpowiada spadek produkcji szyn kolejowych z 14% w 1913 r. do 3% w 1936 r. Cechą znamienną przemysłu amerykańskiego w okresie między obu wojnami jest fakt, że wskaźnik wzrostu produkcji stali jest większy od wszystkich innych wskaźników. Fakt ten znajduje wytłumaczenie we wzroście zarówno ruchu inwestycyjnego, jak również w zwiększonym zapotrzebowaniu przemysłu konsumcyjnego.

Wspomnieliśmy już o wielkich inwestycjach w samym hutnictwie, szczególnie w walcowniach, których możliwości produkcyjne w latach 1935—1936 wzrosły o około 6 milionów ton,

W dziedzinie wzrostu zapotrzebowania ze strony przemysłów konsumcyjnych wspomnieliśmy już o przemyśle samochodowym, który odbierał około 25% produkcji stali. Temu przemysłowi mamy również do zawdzięczenia olbrzymi wzrost konsumcji stali szlachetnych. Z innych przemysłów zwiększyły swoje zapotrzebowanie przemysł budowlany, maszynowy, stocznie i koleje.

W obrotach handlu zagranicznego surowce dla produkcji stali, jak i gotowe wyroby walcowane nie odgrywały prawie żadnej roli. Jeśli abstrahować od niektórych importowanych stopów, hutnictwo amerykańskie jest prawie niezależne od zagranicy. Ze względu na wielką chłonność rynku wewnętrznego

	1933 r.	1935 r.	1937 r.
Koksownie:			
ilość zakładów	97	88	94
zatrudnionych robotników	13066	16694	20603
Wielkie piece:			
ilość pieców	268	258	241
w tym czynnych	68	124	95
ilość zakładów	72	72	87
zatrudnionych robotników	12098	15178	23075
Stalownie i walcownie:			
ilość zakładów	394	396	410
zatrudnionych robotników	276847	359630	479342

i na to, że przemysł Stanów Zjednoczonych jest raczej nastawiony na eksport wyrobów o daleko posuniętej, uszlachetnionej obróbce (samochody, maszyny) eksport wyrobów walcowanych był nieznaczny. W 1935 r. Stany Zjednoczone wyeksportowały do Europy około 870 tys. ton stali. Największe pozycje eksportowe stanowią: złom — przeważnie do Japonii, Włoch i Anglii; blacha biała i inne blachy — przeważnie do Kanady i krajów Środkowej i Południowej Ameryki.

Odnośnie stanu zatrudnienia statystyki amerykańskie, niestety, nie podają wszystkich zatrudnionych. Brak danych o personelu inżynieryjno-technicznym i administracyjnym. Statystyki zawierają tylko dane co do zatrudnionych robotników, zajętych przy produkcji bezpośredniej — bez robotników przy pracach pomocniczych.

Poniższa tabela daje przegląd zatrudnienia dla poszczególnych działów produkcji hutniczej:

2. Hutnictwo Związku Radzieckiego

Związek Radziecki jest olbrzymim państwem, obejmującym około 1/6 części powierzchni kuli ziemskiej, tj. około 6 milionów kilometrów kwadratowych. (Polska w granicach obecnych obejmuje około 313 tys. km^2). Na tej olbrzymiej przestrzeni mieszka około 180 milionów mieszkańców różnych narodowości, o różnorodnych kulturach narodowych i stopniach cywilizacji. Niezmierzone obszary Związku Radzieckiego rozciągają się od Arktyku do gorących stref podzwrotnikowych i od Bałtyku i Morza Czarnego do Pacyfiku, posiadają na swojej powierzchni i w swych głębinach bogactwa tak ogromne, jak ogromną wydaje się być ich powierzchnia.

Olbrzymie dziewicze lasy, które w dawnych czasach, a częściowo jeszcze obecnie dostarczają materiału drzewnego dla hutnictwa. Poza tym we wnętrzu znajdujemy węgiel kamienny i rudy różnego gatunku i jakości. Stwierdzone zapasy węgla oceniane są na około 700.10^9 ton. Najbogatsze pokłady węgla spotykamy w zachodniej i wschodniej Syberii i w Zagłębiu Donieckim. Mniejsze znaczenie mają pokłady węgla okręgu podmoskiewskiego, Uralu i Kazachstanu. Dla hutnictwa specjalne znaczenie mają pokłady Zagłębia Donieckiego, które — jako jedyne w europejskiej części Z. S. R. R. — posiadają węgiel koksujący, oraz węgiel Zagłębia Kuźnieckiego w Zachodniej Syberii, którego zapasy oceniane są na około 400.10^9 ton, i które, ze względu na niższą zawartość siarki i popiołu, dają specjalnie dobry koks hutniczy. Zagłębie Donieckie wydobywało przed wojną około 60% całego wydobycia Z. S. R. R. — Ziemie Związku Radzieckiego są bogate również w różnego rodzaju rudy żelazne. Według najnowszych danych zapasy rud żelaznych są tu najbogatsze na kuli ziemskiej, wynoszą bowiem 9,2.10^9 ton Fe (Stany Zjednoczone około 5.10^9 ton), a z nich około 1,5.10^9 ton nadaje się do wydobycia odkrywkowego.

Najważniejszą rolę w rozwoju hutnictwa radzieckiego odgrywały pokłady w Krzywym Rogu na Ukrainie, pokłady na Uralu, szczególnie w środkowym — Wysokaja Gora i Gora Błagodat', w południowym — rudy bakalskie w okręgu Złotoust i pokłady Góry

Magnitnaja z rudami, zawier. ponad 60% Fe. Pewne znaczenie mają również rudy tzw. okręgu transmoskiewskiego w Rosji Centralnej, w okolicach Tuły i Lipecka oraz rudy Kerczeńskie na Krymie. Na znaczeniu coraz bardziej zyskują rudy okręgu Telbes w Syberii. Poza tym wspomnieć należy o bogatych pokładach rudy manganowej koło Cziaturi na Kaukazie i koło Nikopola nad Dnieprem, które odgrywają dużą rolę na rynku światowym.

ludnia wyprodukowały 67%, a uralskie tylko 19% i na ogólną produkcję stali — 4,44.10[6] ton — huty południa dały 63,4%, uralskie 20,4%, okręg moskiewski — 10,2%, a leningradzki — 6%.

Czasy pierwszej wojny światowej i następujące po nich lata wojny domowej doprowadziły hutnictwo ZSRR do całkowitego upadku. Pierwszą jaskółką odrodzenia przemysłowego Kraju Rad jest wielki plan uprzemysłowienia, który powstał z inicjatywy Lenina

Radzieckie zasoby rudy żelaznej:

Okręg	Zasoby w milj. ton	Rodzaj rudy	% Fe.
Krzywy Róg (Ukraina)	1200	czerwone hematyty	60—70
Kercz (Czarnomorski)	2700	brunatne hematyty	30—40
Tuła-Lipeck (Moskiewski)	1400	brunatne hematyty	30—40
Kursk (Centralny)	300	czerwone hematyty	55—67
Rozsiane okręgi uralskie	700	mieszane hematyty	30—60
Bakał (Środkowy Ural)	100	brunatne hematyty	45—52
Magnitogorsk (Południ. Ural)	500	magnetyty	30—60
Ursk-Kabilewo (Południ. Ural)	400	brun. i czerw. hem.	40
Kuznieck (Środkowa Syberia)	400	magnetyty	40
Daleki Wschód, Kaukaz i inne	1500	mieszane	35—60
	9200		

Rosja carska szła w ogonie państw kapitalistycznych i pozostała aż do wybuchu pierwszej wojny światowej państwem technicznie, a co zatem idzie i kulturalnie zacofanym. Produkcja przemysłowa ożywiła się dopiero pod koniec 19-go stulecia i to przede wszystkim przy pomocy kapitałów zagranicznych, szczególnie angielskich. Nieco później przyłączyły się do nich kapitały francuskie, belgijskie i niemieckie. Inwestycje w Rosji opłacały się wówczas kapitałowi zagranicznemu, jak i rodzimemu, gdyż tani robotnik rosyjski i wielki popyt na wyroby hutnicze, szczególnie na materiały nawierzchni kolejowej, odrzucały kapitalistom duże dywidendy. Toteż w okresie od 1893 do 1900 r. powstały w Rosji Azjatyckiej cztery huty oraz pokaźny przemysł hutniczy na wybrzeżu morza Azowskiego, oparty o rudy Kerczeńskie i o węgiel Zagłębia Donieckiego. Powstała huta w Taganrogu, walcownie blachy i rur w Mariupolu i wybudowana przez belgijskie towarzystwo „Providence" huta w Kercz. Huty te szybko prześcignęły produkcję hut uralskich, tak, że w 1913 r. na ogólną produkcję surówki 4,63 miliony ton, huty po-

jeszcze w ogniu wojny domowej. Ten pierwszy wielki plan, znany pod nazwą „Goelro", obliczony na 15 lat, którego rezultatem miała być szeroka elektryfikacja kraju i całkowita przebudowa i rozbudowa gospodarki narodowej, został zatwierdzony w grudniu 1920 roku. Plan ten stał się punktem wyjściowym, był właściwie zapoczątkowaniem, planowania w Związku Radzieckim.

W lutym 1921 r. zostaje przy „Radzie Pracy i Obrony" utworzona „Państwowa Komisja Planowania" (Gospłan), której powierzono rozpracowanie — na podstawie planu Goelro — jednolitego planu gospodarczego dla całego państwa. Komisja opracowała szereg planów częściowo dla poszczególnych dziedzin gospodarki narodowej. Dopiero w 1925 r. plany częściowe mogły być ujęte w jedną całość i zatwierdzone przez Radę Komisarzy Ludowych, jako „cyfry kontrolne" na rok 1925/26. Te cyfry kontrolne obejmują przewidywaną produkcję rolną, przemysłową, ceny, robociznę, obrót towarowy, eksport, import itd. — Nie stanowią one jednak jeszcze pełnego, zwartego — w ścisłym tego słowa znaczeniu — planu. Pod koniec tego pierwszego okresu

odbudowy i uruchomienia starego przemysłu został jednak opracowany pełny, zharmonizowany we wszystkich dziedzinach życia gospodarczego plan, którego pierwsza redakcja ukończona była już w 1926 r. a który w ostatecznie zakończonej formie został zatwierdzony i ogłoszony w 1929 r. Plan ten, znany jako pierwszy Pięcioletni Plan, obejmuje okres od 1 października 1928 r. do 1 października 1933 r.

Plan pięcioletni składa się z dwóch szeregów cyfr: planu wyjściowego oraz planu maksymalnego. Obydwa te plany były jednak z roku na rok korygowane i uzupełniane, zgodnie z uzyskanym w minionym czasokresie doświadczeniem. Obejmuje on następujące dziedziny gospodarki: finanse, elektryfikację, przemysł, rolnictwo, transport, pocztę i telegraf, spółdzielczość, płace, szkolenie zawodowe i szkolenie ogólne, badania naukowe, sprawy zdrowia i opieki społecznej, budownictwo mieszkaniowe. Plany były opracowane ilościowo i wartościowo i odnosiły się do całokształtu życia gospodarczego Z. S. R. R.

Postaramy się w krótkich słowach scharakteryzować Plan Pięcioletni w części, odnoszącej się do hutnictwa, gdyż pełne opracowanie tego zagadnienia wychodzi poza ramy niniejszego artykułu.

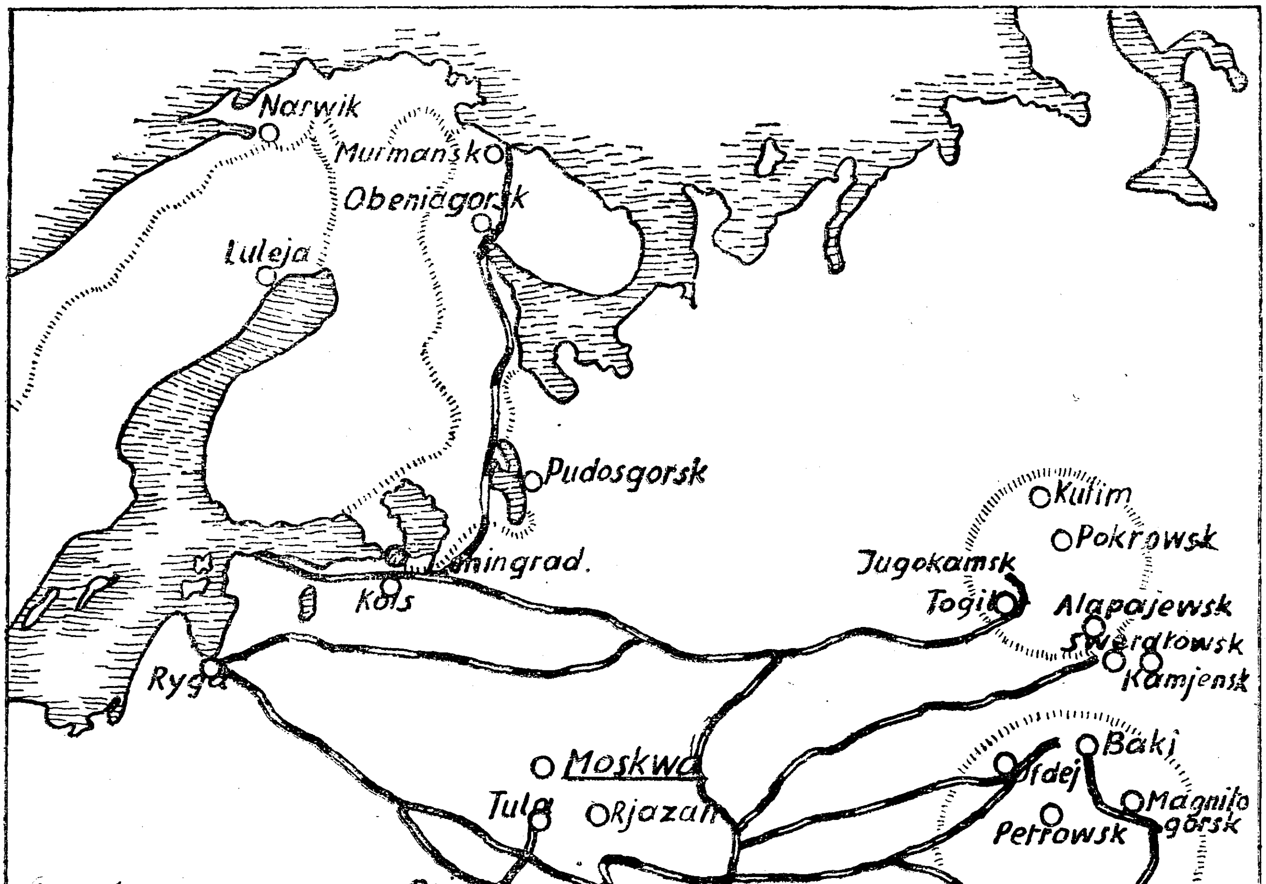
Najważniejszym, co do znaczenia, i gigantycznym, co do rozmiarów, jest projekt Uralsko-Kuźnieckiego kombinatu. Opracowanie planów rozpoczęło się w 1930 r. Brały w nim udział dwie firmy amerykańskie: J. Mc. Kee i Freyn Engineering Co. — Z tymi firmami ściśle współpracowały radzieckie biura konstrukcyjne „Stal-Projekt" w Moskwie i „Hipromes" w Leningradzie. Tak powstały projekty „Magnitostroja" i „Kuźnieckstroja". Istotną cechą tego kombinatu jest przemysłowo-wytwórcze powiązanie dwóch okręgów, z których jeden posiada bogate złoża rud (Ural), nie posiada jednak węgla, drugi — odwrotnie — posiada olbrzymie pokłady dobrze koksującego węgla (Kuźnieck), nie posiada zato rud, za pomocą dwóch gigantów hutniczych, połączonych linią kolejową, po której płynie w jednym kierunku strumień rudy, w drugim — strumień węgla. Poza tym kombinat ten ma być podstawą do uprzemysłowienia olbrzymiej połaci Związku Radzieckiego, położonej w bezpośredniej bliskości tych dwóch okręgów, t. j. Uralu, Syberii, Kazachstanu i Baszkirii. Zasoby Kuźnieckiego zagłębia węglowego oceniane są na około 400.10^9 ton, co stanowi około 60% ogólnych zasobów węgla Z.S.R.R. — Jakżeśmy już zaznaczyli jest to większej części węgiel dobrze koksujący. Z drugiej strony Ural liczy około tysiąca okręgów rudonośnych, z których zbadanych jest zaledwie około $^1/_4$. Największym z nich jest „Magnitnaja Gora". Ogólne zapasy rud na Uralu ocenione są na ok. 1.10^9 ton. Odległość między obydwoma okręgami wynosi około 2.300 kilometrów.

Magnitogorskie Zakłady Hutnicze położone są nad brzegami rzeki Ural, około 250 km na południowy zachód od miasta Czeliabińsk, w okolicy stepowej i bezwodnej, w bezpośredniej bliskości góry magnetycznej. Dla stworzenia akumulatora wodnego dla zakładu wybudowano w jego pobliżu tamę wodną. Wydobycie planowane było w pierwszym rzucie na 7.10^6 ton, w drugim — 12.10^6 ton rocznie. Wielkie Piece winny były dać na początku $2,5.10^6$ ton, po rozbudowie — 4.10^6 ton surówki rocznie. W tym celu wybudowano w Magnitogorsku dla realizacji małego planu 8 wielkich pieców po 1000 ton produkcji dziennej. Odpowiednio do produkcji surówki była zaplanowana produkcja stali oraz wyrobów walcowanych.

Zakłady hutnicze „Kuźnieckstroj" są mniejsze od magnitogorskich. Ich produkcja roczna ma dać następujące ilości: $1,2.10^6$ ton surówki, $1,45.10^6$ ton stali i $1,13.10^6$ ton wyrobów walcowanych — w pierwszym rzucie. Pojemność czterech pierwszych wielkich pieców wynosi: po 826 m^3 dla dwóch i po 1180 m^3 dla dwóch pozostałych.

Już pierwszy okres współpracy kombinatu Uralo-Kuźnieckiego ujawnił olbrzymie trudności, jakie wynikają z kolosalnej wzajemnej odległości. Ostra i długotrwała zima syberyjska daje dużo powodów częstych przerw ruchu, co z kolei zmusza huty do trzymania dużych zapasów surowców. Wymienione okoliczności wpływają na znaczny wzrost kosztów własnych wytworów tych hut. Dla zneutralizowania ujemnego wpływu wymienionych czynników na pracę hut, projektuje się zeletryfikowanie linii kolejowej Magnitogorsk-Kuźnieck, względnie bada się możliwości połączenia tych okręgów przemysłowych drogą wodną. Ponieważ jednak żaden z tych projektów nie wydaje się być dobrym rozwiązaniem tego trudnego zagadnienia, przeto szukano równocześnie innych

dróg. Naturalną bazą surowcowo-rudną dla kuźnieckiego zagłębia węglowego wydają się być rudy okręgu Telbes, położonego o około 100 km od Kuźniecka. Kopalnie tego okręgu mają dostarczać około 1,5.10^6 ton rud rocznie. Razem z nowoodkrytymi rudami w okręgu Szorsk w Zachodniej Syberii mogłyby one w dużej mierze zaspokoić potrzeby huty kuźnieckiej.



Mapka rozmieszczenia kopalnictwa rud i hutnictwa europejskiej części Z. S. R. R.

Z drugiej strony są poszukiwane dla Magnitorska okręgi węglowe, które byłyby bliższe, niż Kuźnieck. Okręgiem takim jest zagłębie węglowe Karagandy w Kazachstanie. Pokłady te po dokładnym zbadaniu zajęły trzecie miejsce, co do bogactw zasobów, po zagłębiu donieckim i kuźnieckim. Na stosunkowo niewielkiej powierzchn odkryto około 15.10^9 ton węgla, dobrze koksującego,

którego jedyną wadą jest nadmierna zawartość popiołu, możliwa zresztą do usunięcia przez płukanie. Roczne wydobycie tego okręgu w pierwszym okresie planowane jest na 10.10^6 ton. Karaganda jest odległa od Magnitogorska tylko o 1000 kilometrów.

Następną wielką hutą pierwszego planu 5-letniego jest huta „Nowo-Tagil" w Niżnim Tagilu w środkowym Uralu. Huta ta ma zaprojektowanych 8 wielkich pieców, 24 marteny, walcownie blachy grubej i cienkiej, walcowanie bruzdowe grube, średnie i małe. Produkcja jej wynosi 1,4 miliona ton surówki, 1,8 miliona ton stali. Poza tymi nowymi hutami zostaje szereg starych hut, przerobionych i rozbudowanych. Duża ilość tych hut pracuje jeszcze na węglu drzewnym. Po rozbudowie dadzą one razem okło $1,1.10^6$ ton surówki rocznie.

Do najważniejszych hut uralskich należą: Nadieżdinsk, Czusowaja, Niżnij-Salda, Złatoust, Asza, Biełorieck, Kuszwa i Inzerk, z planową roczną produkcją każda po około 100 tys. t surówki. Nadieżdinsk walcuje przeważnie materiał nawierzchniowy, żelazo prętowe, platyny i blachę cienką, przeważnie dachową, poza tym wszelkiego rodzaju asortymenty stali szlachetnej. Tak samo huta „Złatoust" została przestawiona na stal szlachetną dla łożysk kulkowych, stale samochodowe, nierdzewne. Huta w Biełoriecku została przestawiona na produkcję drutu i żelaza taśmowego.

Prócz wymienionych znajdują się na Uralu huty małe, o produkcji około 40—50 tys. ton rocznie surówki. Są to: Paszija, Tiopłaja Gora, Majkow, Utka, Bilmlaj i Wierchnie-Ufalej. Poza tym zaprojektowano nową hutę w okręgu rud bakalskich, która ma pracować na węglu drzewnym. Rozważane są możliwości przejścia niektórych hut uralskich na koks, przy czym brane są w rachubę pokłady węgla kamiennego w Kizel i Bogosławsku, które jednak zawierają za dużo siarki i popiołu i wymagają daleko posuniętej obróbki mechanicznej.

Huty południa i centrum: W tych okręgach budowane są trzy nowe huty: w Krzywym Rogu, Tule i Lipecku. Huta Krzyworoska musi węgiel sprowadzać z zagłębia donieckieego. Huty w Tule i Lipecku budowane są na roczną produkcję po 350.000 ton. Poza tym jest kilka starych hut, reorganizowanych i rozbudowanych, z pośród których na uwagę zasługuje huta imienia Dzierżyńskiego, która otrzymała nowy wielki piec oraz huta w Makiejewce, która przed rewolucją posiadała trzy wielkie piece, o łącznej pojemności 1300 m³ i produkowała około 230.10^3 ton surówki rocznie. Po rozbudowie huta ta otrzymała 6 nowych wielkich pieców, o łącznej pojemności 6000 m³, jeden ze starych pieców pozostał. Produkcja surówki tej huty planowana jest na 2 miliony ton rocznie. Ogółem pracuje w tym okręgu 47 wielkich pieców starszych typów oraz 14 nowych, których wytwórczość jest równa połowie wytwórczości starych pieców.

Huta Zaporożstal jest hutą jakościowa. Planowana produkcja surówki wynosi $1,2.10^6$ ton rocznie. Posiada 4 wielkie piece, o pojemności po 980 m³ każdy. Stalownia posiada 6 stałych pieców, o pojemności po 150 ton i 6 przechylnych pieców martenowskich. Dalsza rozbudowa przewiduje 12 następnych martenów. Zakład stali szlachetnej (narzędziowej) produkuje 40.000 ton rocznie, walcownia zaś 1,1 miliona ton rocznie.

Huta w Nikopolu posiada 4 wielkie piece, każdy o pojemności 980 m³, prócz tego stalownię i walcownię.

Równocześnie z budową nowych i rozbudową starych hut prowadzone są prace badawcze nad nowymi metodami prowadzenia wielkich pieców. Mowa jest o doświadczeniach, prowadzonych w Instytucie Czerorieczeńskim nad wpływem dodatku tlenu do dmuchu wielkopiecowego. Doświadczenia wykazały, że dodatek 30—35% tlenu znacznie zmniejsza rozchód koksu i czyni prawie zbytecznym podgrzewanie dmuchu. Późniejsze badania wykazały, iż otrzymany gaz wielkopiecowy przy wzbogaconym w tlen dmuchu może być punktem wyjściowym dla syntezy amoniaku, przy czym ilość tlenu powinna wynosić 50—60%. Te początkowe doświadczenia, prowadzone na małą skalę, doprowadziły do wybudowania w 1940 r. dużej instalacji wielkopiecowej na wzbogacony tlenem dmuch. Rosyjscy metalurdzy przepowiadają, że po pozytywnym wyniku tego doświadczenia metalurgia radziecka wysunie się na pierwsze miejsce w świecie.

C. d. n.

Inż. Stanisław HOLEWIŃSKI
C. Z. P. H.

Hutnictwo żelazne Anglii i Stanów Zjedn. A. P.

(Ciąg dalszy)

Najważniejszym ośrodkiem przemysłu węglowego są połacie na południe i wschód od Pittsburga, gdzie główny pokład nazwy Pittsburg posiada miąższość od 4,7 do 6,3 m i poza nim jeszcze istnieje seria 4—6 pokładów podrzędniejszych. Pokład Pittsburg nie jest stałym, zawierając miejscami łupek polny, a powierzchnia zajmowana przezeń wynosi 20000 km². Na wschodniej części zawartość węgla element, w węglu wynosi 60%, 30% części lotnych, przy 8% popiołu, w kierunku zachodnim pokład Pittsburg staje się więcej gazowym, zawierając w tej części 50—56% C, 35—36% części lotnych i 6—10% popiołu. Obszar Pittsburga nazywany północnym posiada największe wydobycie węgla; obszar w Kentucky i zach. Virginii jest znacznie mniejszy i zwie się środkowym; najmniejszy podczas gdy w Niemczech liczba ta wynosiła w r. 1938 — 774000 t, a w Anglii — 113000 t. Poza tym geologiczne i topograficzne warunki pozwalają na prowadzenie odbudowy za pomocą sztolni. Poważnie rozwiniętą jest odbudowa mechaniczna i system ten rozwija się coraz więcej: w r. 1938 — 87,5% wydobycia szybowego było urabiane maszynami wrębowymi, podczas gdy w r. 1930 liczba ta wynosiła 77,5%, a w r. 1913 — tylko 50,7%. Wpływa to wybitnie na wydajność na dniówkę i dobę, która charakteryzowała się w r. 1913 liczbą 3,27 t, natomiast w r. 1938 — 4,43 t, pozostawiając pod tym względem daleko w tyle wyniki europejskie.

Przytaczamy kilkanaście danych dotyczących technicznego wyposażenia amerykańskich kopalń węgla miękkiego w r. 1938:

Wydobycie	313,5	mil. t
Ilość kopalń	5777	jednostek
Załoga	441333	osób
z czego pod ziemią	370004	osób
Przeciętna wydajność na dniówkę	4,43 t	
Odkrywek: ilość	465	jednostek
Wydobycie odkrywek	27,9	mil. t
Świdrów mechanicznych	6536	
z czego elektrycznych	5071	
Wydobycie węgla świdrami	11,2	mil. t
Wrębówek	11810	
Maszyny załadowcze	5770	
Szrappery	662	
Ruchome maszyny naładowcze	1405	
Taśmy transportowe	3703	
Urządzenia sortownicze	374	
z czego płuczek	301	

z nich jest południowy w żelaznym zagł. Birmingham (Georgia i Alabama).

Północny obszar Pittsburga jest głównym dostawcą dla przemysłu żelaznego w Stanach Zjednoczonych.

Kopalnictwo węglowe Stanów Zjednoczonych posiada parę cech różniących go od przemysłu węglowego w Europie. Przede wszystkim należy podkreślić silne rozdrobnienie jego, przy którym na jednostkę produkcyjną wypada roczne wydobycie = 54000 t,

Stosowanie urabiania węgla maszynami węglowymi jest w Ameryce większe niż świdrami (9/10 elektr. i 1/10 pneumatycznych) ze względu na miękkość węgla i zbędność używania materiałów wybuchowych.

Ilość węgla szybowego ładowanego mechanicznie w r. 1938 wynosiła 26,7%, przy czym 91,7% maszynami ruchomymi, 6,7% taśmami transportowymi i 1,6 szraperami.

Wzbogacanie węgla stosowane jest w niewielkiej ilości: w roku 1938 ilość wzbogaca-

nego węgla wynosiła 57,6 mil. t, tj. 14% ogólnego wydobycia, z tego 48,3 mil. t przerobiono drogą mokrą, a 9,3 mil. t sposobem powietrzno-suchym. Odpadów było 11%.

Specjalnie amerykańską cechą przed pierwszą wojną światową była dość rabunkowa gospodarka na kopalniach, dzięki której można twierdzić, że na każdą tonę wydobywanego węgla prawie pół tony zostawało pod ziemią, zwłaszcza przy odbudowie grubych pokładów. Obecnie warunki uległy jakoby poprawie, jednak jeśli się weźmie pod uwagę kolosalne wydobycie Ameryki — można sobie wyobrazić, jakie straty poniósł majątek narodowy, dzięki systemowi możliwie największych doraźnych zysków, bez uwzględnienia przykrych następstw dla przyszłych pokoleń. Uwagi te dotyczą szczególnie najintensywniej eksploatowanego zagłębia Appalachów i są obecnie troską poważnych i zapobiegliwych amerykańskich sfer gospodarczych.

Lignity wydobywane są głównie w stanach półn. Dokota i Texas przeważnie dla potrzeb miejscowych elektrowni, przy czym połowa urobku pochodzi z odkrywek. Ogólna ilość czynnych kopalń wynosi 212 o przeciętnym rocznym urobku = 14.000 t.

Niskie koszty własne kopalń węglowych nie znajdują swego pełnego wyrazu w sprzedaży węgla w Stanach Zjedn., a wpływają na to dość duże odległości od kopalń ośrodków konsumcyjnych. Wprawdzie najważniejszy odbiorca węgla i koksu — hutnictwo żelazne — rozlokowało się tuż przy zagłębiach, jednak przeciętnie musi amerykański odbiorca węgla opłacać dość dalekie frachty, których wysokość stanowi ponad 50% właściwych kosztów opału.

Zdolność produkcyjna węga w Stanach Zjedn. obliczaną była na r. 1939 przy 308 dniówkach roboczych na 613 mil. t węgla miękiego i 76 mil. t antracytu. W załączeniu przytaczamy kilka tabelek ilustrujących sprzedaż, zużycie i eksport węgla amerykańskiego.

Pozostaje do omówienia w paru słowach sprawa koksownictwa amerykańskiego. Ilość produkowanego węgla koksowego wynosi od 15 do 20% całkowitego urobku węglowego, a głównym stanem dostarczającym koks, jak to widzieliśmy, jest Pensylwania, gdzie tak pod względem ilościowym, jak i jakościowym przoduje okręg Connelsville. Poza tym w Ameryce poddaje się koksowaniu wiele gatunków węgla, który zgodnie z europejskimi poglądami nie może być uważany za koksujący się. Z pośród 73,8 mil. t przekoksowanego w r. 1940 węgla 64% zawierało ponad 32% części lotnych, 15% posiadało 23—31% części lotnych, następne 21% — 14 do 22% części lotnych, a 25% zużytego dla koksowni węgla było uprzednio wzbogacane w płuczkach.

Specjalną właściwością amerykańskiego przemysłu koksowego jest stosowanie w dalszym ciągu pieców bez uzyskiwania produktów ubocznych, co wybitnie zaznacza się w okresach większego zapotrzebowania koksu. Właśnie w czasie koniuktury wojennej dużą uwagę zwracają Amerykanie na stare piece typu ulowego, które mogą być uruchamiane w krótkim czasie i bez większych nakładów reperacyjnych. Rozwój koksownictwa uwidoczniony jest w tabelce 3. Techniczny rozwój koksownictwa zaznacza się przez wybitny wzrost wydajności poszczególnych pieców, jednak wyniki w porównaniu z europejskimi nie są tak widoczne. Przeciętna wydajność roczna posiadanych w początkach roku 1941 — 12734 pieców wynosiła 4235 t. Z będących wówczas 565 pieców w budowie miały one posiadać roczną przeciętną wydajność 4820 t koksu, jednak gatunkowo prawdopodobnie gorszego niż zachodnio-europejski, trzeba bowiem zaznaczyć, że 3/4 wsadu stanowi węgiel surowy.

W trosce o jakość koksu poświęcono w ostatnich czasach dużo uwagi na mieszanie odpowiednich gatunków węgla, co dało już pewne dodatnie wyniki. Zużycie gazu na ogrzewanie pieców jest dość znaczne i wynosi okrągło 36% całkowitej wytwórczości jego.

Faktyczna zdolność wytwórcza amerykańskiego koksownictwa miała wynosić w początkach 1942 r. tylko 65,6 mil. ton koksu, z czego 1/7 przypada na piece ulowe.

Konsumentem koksu jest przede wszystkim hutnictwo.

Nieznaczne zastosowanie koksu dla celów mieszkaniowych tłumaczyć należy konkurencją antracytu pensylwańskiego, pokrywającego zapotrzebowania ogrzewania centralnego we wschodnich stanach oraz Nowym Yorku. Poza tym dla tegoż ogrzewania stosowany jest gaz ziemny i ropa.

Nową drogą rozwoju dla koksowni jest zastosowanie pieców koksowych dla wytwórczości gazu oświetleniowego miast i osiedli. W r. 1940 istniało 16 takich instalacji o łącznej wytwórczości = 3 mil. t koksu.

Wydobycie węgla w U. S. A. (w mil. t)

R o k	Antracyt	Węgiel bitumiczny	Lignit	R a z e m
1913	83,0	434,0	—	517,0
1918	89,7	525,6	—	615,3
1926	76 6	520,2	—	596,8
1929	76·6	485,3		561,9
1930	62,9	424,1		487,0
1931	54,1	346,6		400,7
1932	45,2	281,0		326,2
1933	44,9	302,7		347,6
1934	51,9	323,7	2,3	377,9
1935	47,3	335,3	2,5	385,1
1936	49,5	395,5	2,8	447,9
1937	47,0	401,3	2,9	451,2
1938	41,8	313,5	2,7	358,0
1939	46,7	353,8	2,8	403,3
1940	46,7	411,1	2,9	460,7

Wydobycie węgla w r. 1940 wg zagłębi i gatunków (w mil. t)

Zagłębie wzgl. stan	Antracyt	Węgiel bitumiczny	Lignit	Zapasy do 1000 m głębok.
1. Pensylwańskie zagł. antracyt. (raz.)	46,7			15.000
2. Zagłęb. Appalachów				
Stan Pensylwania	—	102,4	—	97 000
Zach. Virginia	—	114,5	—	135 000
Ohio	—	20 0	—	84 000
Wsch. Kentucky	—	36,1	—	50 000
Tennesee	—	5,5	—	23 000
Alabama	—	13,7	—	61.000
Georgia	—	0,0	—	800
Maryland	—	1,4	—	700
Virginia	—	13,6	—	18 500
Razem poz. 2.		307,2		470.000
3. Wsch. zagł. centralne:				
Illonois	—	44,9	—	180.000
Indiana	—	16,8	—	47.000
Kentucky zach.	—	7,9	—	61 000
Razem poz. 3.		69,6		288 000
4. Zach. Centr. Zagł.:				
Jowa	—	2,6	—	26.000
Missouri	—	6,1 }	—	76.000
Kansas	—			27.000
Oklahoma	—	2,9 }	—	50 000
Arkansas	—			9.000
Razem poz. 4.		11,6		188.000
5. Michigan Rewir		0,4		400
6. Zagł. Rocky Mountains				
Półn. Dokota	—	—	2,1	540.000
Połudn. Dokota	—	2,1	—	1 000
Montana Dokota	—	2,7	—	286.000
Wyoming	—	5,2	—	610.000
Utah	—	3,2	—	287 000
New-Mexiko	—	1,0	—	174 000
Razem poz. 6.		14,2	2,1	1.898.000
7. Prowincje Zatoki				
Texas	—	0,6	0,7	—
Inne stany	—	—	—	—
Razem poz. 7.		0,6	0,7	150.000
8. Alaska	—	0,1	—	mały
9. Washington	—	1 5	—	49.000
Razem poz. 1—9.	46,7	405,2	2,8	3 058,400

Tabela poglądowa stanu koksownictwa Stanów Zjedn. w r. 1940

	Z uzyskiem produktów ubocznych	Bez uzysku produktów ubocznych	Razem
Ilość pieców czynnych 31. 12. 40 r.	12 175	9 148	21 323
Wsad węglowy w 1000 t	69 420	4 358	73 778
Wydajność w % — koks	70,53%	63,66%	70,13*)
miał koksowy	5,37%	2,79%	5,27*)
Wytwórcz. koksu w 1000 t	49 003	2 772	51 775,
Wartość koksu w dolarach	5,31	4,86	5,28
Otrzymane prod. uboczne:			
gaz — mil. m³	23 585		23 585
smoła — mil. t	2 549		2 549
sulfat amonu w 1000 t	754		754
lekkie oleje w mil. m³	816		816
Wartość wytwórcz. w mil. dol.:			
koks	260,4	13,5	273,9
miał koksowy	8,5	0,1	8,6
produkty uboczne	159,8	—	159,8
¹) przeciętnie.	428,7	13,6	442,2

Sprzedaż i eksport

ODBIORCA	1918 mil. t.	1918 % od ogóln. sprzed.	1938 mil. t.	1938 % od ogóln. sprzed.	1939 mil. t.	1939 % od ogóln. sprzed.	1940 mil. t.	1940 % od ogóln. sprzed.
a) Węgle bitumiczne:								
Żużycie własne	11,3	2,3	2,3	0,7	2,5	0,7	2,9	0,7
Centr. elektr.	31,3	6,2	36,5	11,3	41,8	11,8	48,4	11,9
Węgiel bunkrowy w komunikacji z zagranicą	5,6	1,1	1,2	0,4	1,3	0,4	1,3	0,3
Koleje i inne	121,7	24,3	62,4	19,4	67,0	19,0	71,6	17,7
Koksownie	77,2	15,4	42,3	13,1	57,6	16,3	73,8	18,2
Pozostały zbyt krajowy	234,2	46,7	167,9	52,1	172,4	48,8	192,5	47,5
Wywóz	20,3	4,0	9,5	3,0	10,5	3,0	14,9	3,7
b) Antracyt:								
Żużycie własne	9,3	10,3	2,1	5,0	2,2	4,7	2,0	4,2
Żużycie domowe	¹)	¹)	23,8	56,8	26,7	57,2	26,4	55,3
Węgiel kotł.	¹)	¹)	13,5	32,2	15,0	32,1	15,5	32,5
Żuż. miejsc.	2,1	2,3	2,5	6,0	2,8	6,0	3,8	8,0
Z tego wywóz	4,5	5,0	1,7	4,1	2,3	4,9	2,4	5,0

¹) nie opublikowane.

Udział różnych postaci energii w ogólnym zaopatrzeniu U. S. A. (w %)

Rok	Antracyt	Pozostałe gatunki węgla	Ropa	Gaz ziemny	Siła wodna	Razem
1870	51,3	45,9	2,8	—	—	100
1900	22,1	68,2	4,6	3,3	1,8	100
1913	14,0	70,3	8,9	3,5	3,3	100
1918	12,3	69,5	10,8	3,6	3,8	100
1929	7,6	52,8	24,6	7,7	7,3	100
1932	7,5	45,0	27,6	9,3	10,6	100
1936	6,1	47,2	27,9	9,5	9,3	100
1937	5,4	45,0	30,2	10,0	9,4	100
1938	5,5	40,1	32,7	10,8	10,9	100
1939	5,7	41,9	31,7	10,8	9,9	100
1940	5,0	43,8	30,9	10,6	9,7	100

Eksport węgla U. S. A. do rozmaitych krai

(w mil. t)

Odbiorca	1938	1939	1940
Wywóz:			
Newfunland	0,0	0,1	0 1
Kanada	10,8	11,8	15,4
Kuba	0,3	0,3	0,2
Bryt. Indie Zach.	0,1	0,1	0,1
Panama z Kanał.	0,1	0,1	0,1
Brazylia	0,2	0,4	0,9
Argentyna	0,0	0,2	0,3
Chile	—	0,0	0,2
Ameryka pozostała	0,1	0,0	0,0
Europa	0,0	0,2	0,6
Azja	0,0	0,1	0,0
Afryka	—	0,0	0,0
Razem . . .	11,0	13,3	17,9

Węglowy handel zagraniczny według sortymentów

(w mil. t)

Sortyment	1938	1939	1940
Wywóz:			
Antracyt	1,7	2,3	2,4
Pozostały węgiel	9,5	10,5	14,9
Koks	0,4	0,5	0,7
Brykiety	—	—	—
Razem . . .	11,6	13,3	18,0
Import:			
Antracyt	0,3	0,3	0,1
Pozostały węgiel	0,2	0 3	0,3
Koks	0.1	0,1	0,1
Brykiety	—	—	—
Razem . . .	0,6	0,7	0,5

Inż. Mikołaj CZYŻEWSKI
Akademia Górnicza.

Kontrola jakości rud i pracy prażaków.

(Ciąg dalszy)

2. Ruda prażona.

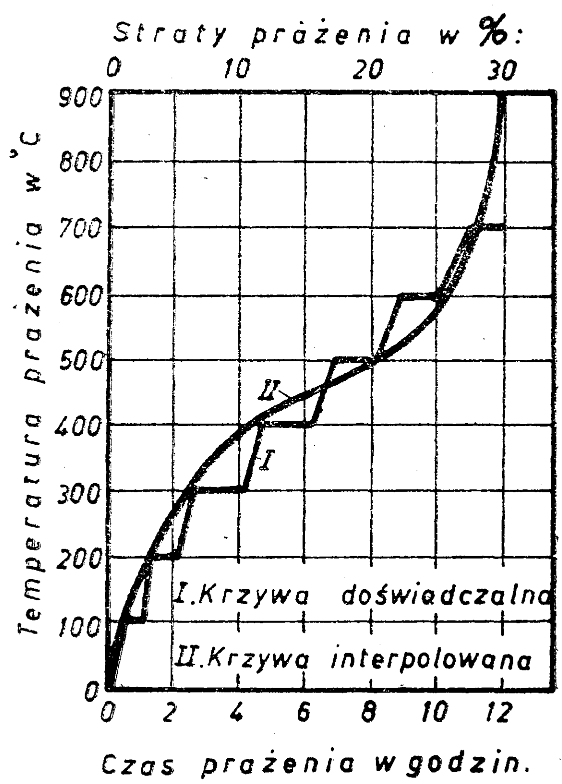
Analiza wiśniowych syderytów twardych (tabela 3) wykazuje, że ruda ta **jest wybitnie kwaśna, zawierająca znaczną ilość** SiO_2 i Al_2O_3. Taki skład skały płonej wskazuje na to, że ruda jest bardzo wrażliwa na wysokie temperatury, przy których łatwo spieka się, przyczym mogą **wytworzyć się krzemiany żelaza, co wpływa ujemnie na jakość rudy.**

Badania laboratoryjne wykazały, że dla rudy w kawałkach o średnicy 100 mm, zawierającej 31,3% żelaza, czas prażenia wynosi około 12 godzin. Ogrzewanie odbywało się stopniowo, od temperatury pokojowej do 950° C. Na rys. 2 podano przebieg temperatury w czasie prażenia w piecu laboratoryjnym, oraz straty prażenia w zależności od temperatury.

Z przebiegu prażenia wynika, iż przy temperaturze 600° C następuje prawie całkowity rozkład węglanów żelaza. Przy temperaturze 950° C ruda zaczyna wyraźnie spiekać się.

Przy prażeniu rudy zasadniczo odbywają się następujące procesy:

1. Dysocjacja węglanu żelaza:
   $FeCO_3 \rightarrow FeO + CO_2$
2. Utlenienie FeO:
   $4FeO + O_2 \rightarrow 2Fe_2O_3$
   względnie
   $6FeO + O_2 \rightarrow 2Fe_3O_4$
3. Spiekanie się rudy z ewentualnym wytworzeniem krzemianów żelaza.



Rys. 2.

Zależność strat prażenia od temperatury i czasu prażenia wiśniowych syderytów twardych.

Z powyższego wynika, że biorąc rzecz praktycznie, w zależności od warunków prażenia, **żelazo w rudzie prażonej znajduje się w postaci** mFe_2O_3 $nFeO$, w wypadku niedoprażenia rudy będzie znajdować się także pewna ilość $FeCO_3$, a gdyby była spieczona, to może zawierać także krzemiany żelaza.

Przeliczenie procentowej zawartości żelaza w rudzie prażonej (Fep %) na podstawie procentowej zawartości tegoż w rudzie surowej (Fes %) kopalni „Stanisław" można przeprowadzić za pomocą wzoru:

$$Fep = \frac{100.Fes}{100-0{,}67.Fes-W} = \% \ldots\ldots (3)$$

gdzie W oznacza procentową zawartość wilgoci w rudzie (normalnie ok. 2%).

Ten wzór ma zastosowanie tylko w tym wypadku, o ile żelazo w rudzie prażonej znajduje się w postaci Fe_2O_3, o ile zaś w postaci FeO, to wtedy należy zastosować wzór następujący:

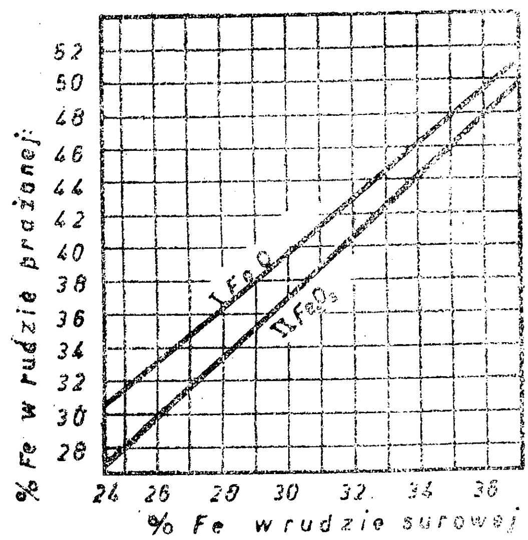
$$Fep = \frac{100.Fes}{100-0{,}83.Fes-W} = \% \ldots\ldots (4)$$

Ponieważ, jak już wspomnieliśmy, w rzeczywistości żelazo znajduje się w postaci tlenków o różnym stopniu utlenienia mFe_2O_3 $nFeO$, więc dokładnie obliczyć procentową zawartość żelaza w rudzie prażonej na podstawie zawartości tego w rudzie surowej nie da się. Natomiast można ustalić za pomocą wzoru 3 i 4 w **jakich granicach powinna wahać się zawartość żelaza w rudzie prażonej,** otrzymanej z rudy surowej o danej przeciętnej zawartości żelaza.

Na podstawie przeliczeń, przeprowadzonych za pomocą wzorów 3 i 4 można wnioskować, czy bieg prażaka był zadawalniający, przyczym im lepsze są warunki prażenia, tym rzeczywista przeciętna zawartość żelaza w rudzie prażonej zbliża się do teoretycznej, obliczonej według wzoru 4.

O ile badania kontrolne ustaliły, że zawartość żelaza w rudzie prażonej jest mniejsza niż obliczona z wzoru 3, **wskazuje to niezbicie iż prowadzenie prażaka było wadliwe.**

Aby nie przeprowadzić obliczeń rachunkowych według podanych wzorów, przytaczamy wykres (rys. 3), za pomocą którego łatwo dokonać określania procentowej zawartości żelaza w rudach prażonych. Prosta I określa zależność pomiędzy normalnymi zawartościami Fe w rudzie surowej i prażonej w wypadku prażenia na FeO, a prosta II — na Fe_2O_3. Praktycznie procentowa zawartość Fe w rudzie prażonej powinna znajdować się w polu ograniczonym prostymi I — II. Zilustrujemy to na kilku przkładach. W tabeli 7 podano wyniki analiz rud.



Rys. 3.
Procentowa zawartość żelaza w rudzie prażonej w zależności od ilości tegoż w rudzie surowej.

TABELA 7.
Analiza rud prażonych i surowych.

L. badania	Ruda surowa Fe %	Ruda prażona		
		Fe %	CO_2 %	Fe w postaci FeO
III	27,50	33,32	4,14	nie badano
IV	30,85	40,89	0,6	11,48
VI	28,00	36,12	0,4	11,39
X	29,65	36,90	0,0	0,0
XII	32,10	42,73	0,8	nie badano
XIII	29,4	37,94	0,0	0,45

Badanie III wykazało, że ruda prażona zawierała 33,32% Fe przy 27,5% zawartości Fe w rudzie surowej. Według wykresu (3) prażona ruda powinna zawierać 34,6—36,5% Fe; w rzeczywistości procentowa zawartość żelaza była mniejsza, co wskazywało na nieprawidłowy bieg prażaka. I w rzeczywistości kontrolna analiza wykazała, że prażona ruda zawierała 4,11% CO_2, czyli była niedoprażona.

Przy badaniu IV, przy 30,85% zawartości Fe w rudzie surowej, w rudzie prażonej powinno być (rys. 3) 40,0—42,4 Fe, w rzeczywi-

stości było 40,89%, co wskazuje, że prażak pracował dobrze i część żelaza znajdowała się w postaci FeO (którego było 11,48%). Analogiczne wyniki otrzymano i przy badaniu VI z tą tylko różnicą, że średnia zawartość żelaza w rudzie surowej, a wobec tego i w prażonej, była niższa.

Przy badaniu X bieg prażaka był bardzo gorący; zawartość żelaza w rudzie surowej wynosiła 29,65%, a prażonej 36,9%, a powinna by być (rys. 3) 38—40,3%, więc więcej niż w rzecywistości otrzymano. Tłumaczy się to tym, że wskutek wysokiej temperatury ruda była więcej, lub mniej spieczona i zmniejszenie zawartości żelaza nastąpiło z powodu wytworzenia się pewnych związków, udział w których bierze popiół węgla, który stapia się ze składnikami rudy.

Badania poszczególnych kawałków rudy wykazały, że dzięki spiekaniu się rudy z popiołem, zmniejszenie zawartości żelaza może osiągnąć nawet 5%.

Przy badaniu XII szczególną uwagę zwrócono na dokładne oczyszczenie rudy ze skały płonej, na jednorodność rudy pod względem wielkości kawałków, oraz na racjonalne ładowanie i odciąganie rudy prażonej. Wyniki otrzymano dobre. Wprawdzie, ruda była cokolwiek niedoprażona (0,8% CO_2), pomimo to zawartość żelaza, według wykresu 3 odpowiada punktowi, znajdującemu się ponad prostą II, co wskazuje, że w rudzie znajduje się znaczna ilość żelaza w postaci FeO.

Z przytoczonych danych wynika, że prażenie rudy może odbywać się z rozmaitym skutkiem. Nasuwa się więc pytanie, jak należy prowadzić pracę prażaka, żeby otrzymać rudę posiadającą własności fizyczne i chemiczne najkorzystniejsze dla procesów wielkopiecowych, uwzględniając gospodarcze i techniczne możliwości prażalni.

Dla procesów wielkopiecowych **ruda spieczona jest tworzywem niepożądanym**, a to z dwóch względów: po pierwsze dla tego, że będąc małoporowatą i zawierając krzemiany żelaza, jest trudnoredukcyjna, a po drugie zawiera więcej skały płonej. Tak w pierwszym, jak i w drugim wypadku pociąga to za sobą zwiększenie rozchodu koksu.

Spiekanie rudy następuje wskutek wysokiej temperatury, wytworzonej w prażaku przez nadmierne zużycie węgla, względnie nierównomierne zasypywanie tegoż. Gdy mamy do czynienia z wypadkiem ostatnim **to wtedy obok rudy spieczonej możemy mieć rudę niedoprażoną.** Z tego wniosek: **należy prowadzić prażak przy minimalnym zużyciu węgla i zwracać szczególną uwagę na sposób zasypywania tegoż.**

Wielu jednak kierowników prażalni w obawie przed otrzymaniem rudy niedoprażonej, w szczególności w większych kawałkach, świadomie prowadzi prażak na nadmiernym rozchodzie węgla, co właśnie **powoduje częściowe spiekanie się rudy.**

Ustalimy teraz jakie straty ponosi prażalnia rud o ile, przypuśćmy, prażenie odbywa się według badania X (tabela 7). Rozchód węgla przy tym badaniu wynosił 3,8%, a jak zobaczymy później nie powinien przekroczyć 2% w stosunku do rudy surowej.

Przy 35 000 t produkcji rocznej rudy prażonej, trzeba zużyć rudy surowej:

$$\frac{3500.36,90}{29,65} = 43500 \text{ t.}$$

Rozchód węgla wynosi:

$$\frac{43500.3,8}{100} = 1650 \text{ t.}$$

Aby otrzymać rudę niespieczoną, trzeba by zużyć węgla:

$$\frac{43500.2}{100} = 870 \text{ t.}$$

Roczna oszczędność węgla wynosi 780 t. Przy prawidłowym prażeniu, w rudzie prażonej powinno być około 38% żelaza. Przy takim założeniu, rudy prażonej otrzyma się nie 3500 t, lecz

$$\frac{43500.29,65}{38} = 33900 \text{ t}$$

o 1100 t mniej, co wynosi około 3,1% (1100.100:35000). O tyle mniej więcej zmniejszają się koszta transportu i ładowania rudy.

Z przytoczonego przykładu widzimy, że produkując rudę spieczoną prażalnia **ponosi dosyć znaczne straty, najzupełniej nieuzasadnione, tym więcej, że i zakłady wielkopiecowe będą narażone na zwiększenie kosztów produkcji surówki.**

Pozostaje do wyjaśnienia, co będzie korzystniej, czy prowadzić proces prażenia tak, aby otrzymać większą ilość żelaza w postaci Fe_2O_3, czy też w postaci FeO.

Otóż z punktu widzenia interesu prażalni, pod względem gospodarczym, można otrzymać pewne korzyści gdy ruda prażona zawiera większą ilość żelaza w postaci Fe_2O_3. Biorąc rzecz praktycznie, w prażakach obecnej konstrukcji udało się przeprowadzić proces prażenia bez większych trudności tak, że w rudzie było żelaza w postaci FeO tylko około 30% ogólnej ilości żelaza.

Dla procesów wielkopiecowych prawdopodobnie będzie korzystniej, o ile pewna ilość żelaza w rudzie będzie się znajdować w postaci FeO, tym więcej, że jak wykazały analizy poszczególnych kawałków rudy (prażonej przy niskich temperaturach), zbadanych w różnych warstwach (rys. 4), żelazo w postaci FeO znajduje się w wewnętrznych warstwach kawałków, w zewnętrznych — w postaci Fe_3O_4, w przejściowych — mFe_2O_3 nFeO.

Ostateczny głos w tej sprawie należy do wielkopiecowców, którzy powinni wyjaśnić tę kwestię.

Ze względów technicznych zdjęcie załączone będzie do następnego numeru „Hutnika".

Rys. 4.
Zdjęcie kawałka rudy, zawierającej żelazo o różnym stopniu utlenienia.

Celem ustalenia stopnia prażenia i utlenienia rudy w różnych warstwach kawałków, przeprowadziliśmy następujące badania.

Wybieraliśmy kawałki rudy grubości odpowiadającej grubości płaskury, które dzieliliśmy na dwie części, jedną odpowiednio znakowaną i owiniętą grubym drutem, ładowano do prażaka. Po prażeniu pobierano próbki do analizy w różnych miejscach kawałka, oznaczonych na rys. 4. Mniej więcej w tych samych miejscach pobierało się próbki także z drugiej połowy pozostałego kawałka rudy surowej. Wyniki analiz zestawiono w tabeli 8.

TABELA 8.

Zawartość Fe w różnych miejscach kawałków rudy surowej i prażonej.

Warstwa według rys. 4	Ruda surowa Fe_s %	Ruda prażona			
		Fe_p %	CO_2 %	Fe w postaci FeO %	$\frac{Fe_p - Fe(FeO)}{Fe_p}$
1	28,7	38,48	0,0	0,0	1,0
2	30,90	40,22	0,0	4,02	0,9
3	30,95	40,93	0,0	16,37	0,6
4	30,93	42,73	ślady	38,50	0,10
5	31,05	42,44	0,8	40,80	0,04

Stosunek żelaza, znajdującego się w rudzie w postaci Fe_2O_3 do ogólnej ilości żelaza, znajdującego się w postaci mFe_2O_3 nFeO będziemy nazywać stopniem utlenienia rudy przy prażeniu.

$$m = \frac{Fep - Fe\ (w\ postaci FeO)}{Fep} \quad \ldots\ldots (5)$$

Z przytoczonych w tabeli 8 analiz widzimy, iż zbadany kawałek rudy surowej, zużytej do prażenia posiadał jednolitą zawartość żelaza, mniejsza procentowo zawartość żelaza w warstwie pierwszej tłumaczy się tym, że do zewnętrznej powierzchni przylegały warstewki, nieusuniętej skały płonej.

Ruda prażona wykazuje, że warstwy zewnętrzne były całkowicie wyprażone i utlenione, natomiast warstwy w kierunku ku środkowi, przy całkowitej dysocjacji węglanu żelaza, wykazują coraz to mniejszy stopień utlenienia. Warstwa środkowa wykazuje minimalne niedoprażenie.

Opisany kawałek rudy (rys. 4) **uważamy za rudę idealnie wyprażoną**, która posiada zewnętrzną warstwę (1) koloru ciemno brązowego, który w następnych (2 i 3) warstwach przechodzi stopniowo w jaśniejszy, a w następnej warstwie (4 i 5) raptownie zmienia się na czarno-szarawy (kolor FeO).

Prażenie należy przeprowadzać tak, żeby przynajmniej większe kawałki rudy posiadały wewnętrzne warstwy rudy koloru czar-

nego. Mniemanie wielu praktyków, że czar= **ny kolor syderytów prażonych wskazuje na niedoprażenie rudy, jest bezwarunkowo mylne.** Czarny kolor rudy wskazuje jedynie na to, że przy całkowitym wydzieleniu się CO_2, utlenienie FeO albo wcale nie nastąpiło, albo nastąpiło w nieznacznym stopniu.

Na zakończenie tego rozdziału trzeba je= szcze wspomnieć o tym, że od sposobu pra= żenia, jak to wykazały badania orientacyjne, zależą własności magnetyczne rudy prażo= nej, co ma wielkie znaczenie przy wzbogaca= niu rudy prażonej metodami elektro=magne= tycznymi. Ten sposób wcześniej, czy później zostanie zastosowany dla wzbogacania rud krajowych, a w szczególności odsiewek (ru= da otrzymana przy prażeniu w ziarnach 5 mm), których przy prażeniu otrzymuje się około 7% i są uważane jako straty prażenia.

TABELA 9.

Przeciętny chemiczny skład prażonych sy= derytów wiśniowych twardych z kopalni „Stanisław".

Składniki.	Przeciętny skład %%.
Fe_2O_3	53,00 (Fe — 37)
MnO	1,30 (Mn — 1,1)
P_2O_5	0,25 (P — O,11)
SiO_2	12,00
Al_2O_3	16,50
CaO	2,20
MgO	3,50
SO_3	nie badany.

3. Straty prażenia i wydajność rudy.

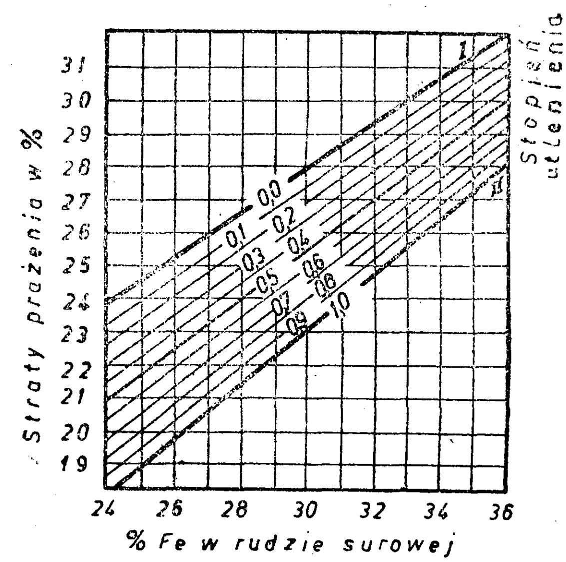
Straty prażenia zależą od chemicznego składu rudy i warunków prażenia. Przede wszystkim straty prażenia będą zależeć od procentowej zawartości żelaza; ze wzrostem której straty rosną, ponieważ wzrasta za= wartość CO_2, następnie od wilgotności rudy.

Odnośnie warunków prażenia, to tu prze= de wszystkim wchodzi w grę temperatura, czas i atmosfera prażenia, ponieważ czynni= ki te wpływają na postać żelaza w jakiej ono występuje w rudzie prażonej; im więcej że= laza będzie w postaci Fe_2O_3, tym ogólne straty prażenia będą mniejsze.

W zależności od stopnia utlenienia (m) że= laza (równ. 5) i procentowej zawartości wil= goci (W) w rudzie, straty prażenia (S) moż= na przedstawić w postaci następującego wzoru:

$$S = 0{,}67 Fes\,(1{,}24 - 0{,}24 \cdot m) + W\,\% \quad . . . , (6)$$

Aby nie przeprowadzać obliczenia rachun= kowego wzoru (6), podajemy wykres (rys.5), za pomocą którego łatwo dokonać określenia strat prażenia w zależności od procentowej zawartości żelaza w rudzie surowej i od utle= nienia (m), przy założeniu, że ruda surowa zawiera 2% wilgoci. O ile zaś ruda surowa zawiera wilgoci więcej, to ten nadmiar, wy= rażony w procentach, należy dodać do wiel= kości otrzymanej z wykresu.



Rys. 5.
Zależność strat prażenia od procentowej zawartości żelaza (Fes) w rudzie surowej i stopniu utlenienia (m).

Ze wzrostem strat prażenia, spowodowa= nych chemicznym składem rudy surowej, procentowa zawartość żelaza rudy prażonej wzrasta; tak naprzykład: przy zawartości 33% żelaza, straty prażenia wynoszą około 29%; w tym wypadku ruda prażona powinna za= wierać 43,5—46,5% Fe (rys. 3), natomiast o ile ruda zawiera 25%, to straty prażenia zmniej= szą się do 23%, a zawartość żelaza w rudzie prażonej będzie się wahać w granicach 32—34%.

Jeżeli chodzi o inne składniki rudy kopalni „Stanisław" to wpływają one nieznacznie na straty prażenia, a wobec tego strat tych nie będziemy uwzględniać. Oprócz strat, spowo= dowanych zjawiskami chemicznymi i fizycz= nymi, odbywającymi się przy prażeniu rud, trzeba uwzględnić także straty, związane z procesami czysto mechanicznymi, do któ= rych zalicza się kruszenie i ścieranie podczas ładowania i przebywania rudy w prażaku, wskutek czego powstaje większa lub mniej= sza ilość miału (odsiewek < 5 mm).

Miał powstaje w prażaku z dwóch przyczyn. Po pierwsze przez kruszenie spowodowane gwałtownym ogrzaniem kawałków rudy, przyczym powstaje znaczna ilość miału, do którego przechodzi głównie pełnowartościowa ruda; **przy prawidłowym prowadzeniu prażaka ruda powinna ogrzewać się stopniowo i kruszenie nie powinno mieć miejsca.** Po drugie wskutek tarcia pomiędzy poszczególnymi kawałkami, które następuje w czasie schodu wsadu w prażaku. Wytwarzanie miału tego rodzaju ma swoje dodatnie strony, ponieważ przy ścieraniu przede wszystkim przechodzi do miału skała płona, która może znajdować się na powierzchni kawałków, a tym samym następuje mechaniczne wzbogacanie rudy; prawdziwość tego potwierdza analiza odsiewek < 5 mm, które zawierają tylko 24,9%[1]) żelaza, więc zawierają skały płonej daleko więcej niż jest średnia zawartość tejże w rudzie w kawałkach większych od 5 mm.

W warunkach pracy prażaków kopalni „Stanisław", otrzymuje się rudę prażoną trzech sortymentów: w kawałkach > 25mm, 25—5 mm i odsiewki < 5 mm. Odsiewki te uważano za odpadki, ponieważ zawierają mało żelaza. Oprócz rudy normalnie wyprażonej, otrzymuje się zawsze większą lub mniejszą ilość rudy bardzo spieczonej, oraz niedoprażonej.

Na podstawie ilości poszczególnych gatunków otrzymanej rudy prażonej, oraz zużytej rudy surowej można ustalić ogólne straty prażaka (So)

$$So = 1 - \frac{R_1}{Rs - Rn} \quad \ldots\ldots \quad (7)$$

gdzie oznaczono przez: R_1 — ilość rudy normalnie wyprażonej — sortyment w kawałkach > 25 i 25 — 5 mm; Rs — ilość zużytej rudy surowej; Rn —ruda niedoprażona.

Współczynnik użycia rudy będzie się równać:

$$Wo = \frac{Rs - Rn}{R_1} \quad \ldots\ldots \quad (8)$$

Z punktu widzenia bilansu materialnego prażaka, należało by uważać rudę niedoprażoną (Rn) także jako straty prażenia, jednak tego nie czynimy z tego powodu, iż rudę tę ładuje się z powrotem do prażaka i kierownictwo prażalni nie podaje w raportach dziennych ilości rudy niedoprażonej, załadowanej do prażaka. Zresztą przy prawidłowym biegu prażaka rudy niedoprażonej powinno być mało i można ją wcale nie uwzględniać przy obliczaniu współczynników.

O ile odsiewki < 5 mm będą w ten lub inny sposób wykorzystane jako ruda, oraz jeżeli nie uwzględnimy strat spowodowanych otrzymaniem rudy bardzo spieczonej, to obliczanie strat prażaka odbywa się według wzoru:

$$S_2 = 1 - \frac{R + Rp}{Rs - Rn} \quad \ldots\ldots\ldots \quad (9)$$

a współczynnik użycia rudy:

$$W_2 = \frac{Rs - Rn}{R + Rp} \quad \ldots\ldots\ldots \quad (10)$$

gdzie R — ogólna ilość otrzymanej rudy prażonej, a Rp — ruda bardzo spieczona.

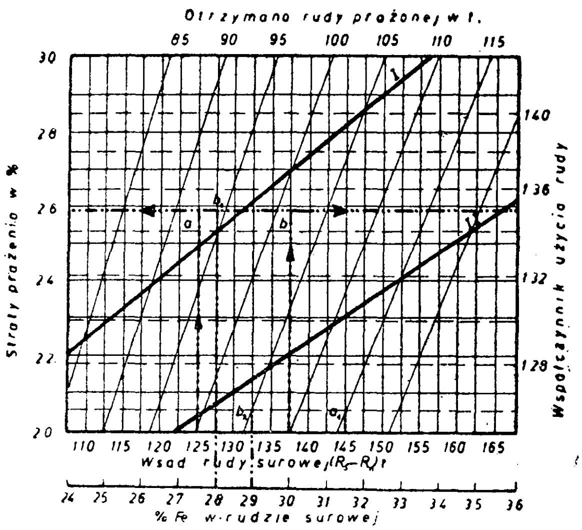
Współczynniki S_0 i W_0 wykazują rzeczywistą stratę prażaka i praktyczny współczynnik użycia rudy, natomiast współczynniki S_2 i W_2 charakteryzują, między innymi, w pewnym stopniu warunki biegu prażaka, a tym samym kontrolne badania mogą ustalić czy prażenie odbywało się w warunkach korzystnych.

Straty prażenia, w zależności od procentowej zawartości żelaza w rudzie i stopnia utlenienia Fe w rudzie prażonej, powinny wahać się w granicach 30—20%, a współczynnik użycia rudy w granicach 1,24—1,43 (przy 2% zawartości wilgoci).

O ile badania kontrolne wykazały, że współczynniki obliczono według wzorów 9 i 10 dla rudy surowej o danej zawartości żelaza, znajdują się pomiędzy dolną, a górną granicą współczynników (według wykresu 5), obliczonych teoretycznie, wskazuje to, że warunki prażenia są zadawalniające; współczynniki większe od maksymalnych teoretycznych, lub mniejsze od minimalnych teoretycznych — wskazują na wadliwe prażenie, względnie na niedokładne określenie tak użytej rudy surowej, jak i otrzymanej rudy prażonej, w czasie kontrolnego badania.

W celu ułatwienia obliczenia współczynników został sporządzony nomogram (rys. 6), za pomocą którego odczytuje się straty prażenia, współczynnik wydajności rudy, oraz sprawdza się, czy prażenie odbywało się prawidłowo.

[1]) Procentowa zawartość żelaza w odsiewkach, po wyeliminowaniu popiołu, powstałego ze spalania węgla, wynosi 26,7%.



Rys. 6.
Nomogram do obliczania strat prażenia i współczynnika użycia rudy.

Przykład.

Wsad rudy surowej: Rs =126 t.
Otrzymano rudy niedoprażonej Rn = 1 t.

Rs — Rn = 125 t.

Otrzymano rudy: > 25, 25—5, odsiewek < 5 i spieczonej 92,5 t. Procentowa zawartość żelaza w rudzie surowej 30%.

Szukamy przecięcia (punkt a) prostej, odpowiadającej 125 t rudy surowej, z prostą, odpowiadającą 92,5 t rudy prażonej i odczytujemy (z prawej strony wykresu) współczynnik użycia 1,35, a z lewej strony — straty prażenia 26%.

Następnie przeprowadzamy równoległą do osi odciętych do punktu (b) przecięcia z rzędną, odpowiadającej procentowej zawartości żelaza w rudzie surowej (30%).W danym wypadku punkt b znajduje się pomiędzy maksymalnymi stratami prażenia (prosta I), a minimalnymi (prosta II). Ponieważ punkt b jest więcej zbliżony do prostej I, więc warunki prażenia były bardzo dobre, gdyż stopień utlenienia jest mały. O ile przypuścimy, że w rudzie surowej znajdowało się 28% żelaza, to w tym wypadku b przesunie się do punktu (b_1), co wskazuje na to, że straty prażenia były zaduże, wskutek nadmiernej ilości wilgoci w rudzie, albo wskutek wielkich mechanicznych strat rudy w postaci pyłu, które były nieuchwytne w czasie badania kontrolnego.

Weźmiemy jeszcze jeden przykład.

Załadowano rudy surowej 145 t. Ogólna ilość otrzymanej rudy prażonej wynosi 115 t. Ruda surowa zawiera 29% Fe.

Dla tego przykładu straty prażenia wynoszą 20,7%, a współczynnik użycia rudy 1,262 (punkt a_1); równoległa do osi odciętych przecina się z rzędną, odpowiadającą 29% , w punkcie b_2, leży poniżej prostej II, określającej minimalne straty, należy więc wnioskować, że prażenie odbywało się w warunkach nieodpowiednich i ruda zawiera pewną ilość rudy niedoprażonej, a tym samym przeciętna procentowa zawartość żelaza jest mniejsza niż powinna być przy dobrym prażeniu.

Jasne jest, iż wszystkie wyżej przytoczone wnioski mają zastosowanie tylko w tym wypadku, o ile przy badaniach kontrolnych nie zaszła pomyłka w określeniu wagi wszystkich rodzajów rud. (C. d. n.)

Inż. Edward BUĆKO
Hutniczy Instytut Badawczy.

Karburyzacja gazu w piecu martenowskim.

1. Dane ogólne.

Rozwój metalurgii i związanego z tym zużycia paliwa narzucił również problem oszczędnej gospodarki paliwem. Krok za krokiem zaczęto organizować gospodarkę cieplną. Zagadnienie racjonalnej gospodarki cieplnej wyszło poza bramy poszczególnych zakładów przemysłowych i staje się zagadnieniem równie ogólnym jak elektryfikacja.

Największymi przetwórcami i konsumentami energii cieplnej w hutnictwie są koksownie, wielkie piece i stalownie.

Koksownie obok koksu produkują wysokokaloryczny gaz koksowy, wielkie piece zużywając koks oddają niskokaloryczny gaz wielkopiecowy. Oba te wydziały przy racjonalnej gospodarce mogą oddać duży nadmiar swego gazu do użycia w innych wydziałach hut. Organizowanie tej gospodarki dało w Niemczech w zagłębiu Ruhry i Saary, stworzenie ogólnej gospodarki gazowej.[1]). Cały ten okręg przemysłowy połączony został siecią rurociągów gazowych. Efektem takiej racjonalizacji gospodarki cieplnej było to, że huta, mająca

koksownię i wielkie piece, gazem koksowym i wielkopiecowym pokrywała całkowite zapotrzebowanie energii i ciepła zakładu i jeszcze nadmiar przekazywała na zewnątrz. **Springorum chwali się,** że dzięki tej gospodarce roczna oszczędność paliw wynosi ok. 10 milj. ton węgla w Niemczech. Odnosi się to do okresu do r. 1936. **Wzrost gospodarki** gazu przesyłanego (dalgazu) był duży: w r. 1924 ilość gazu przekazanego była 240 milj. Nm³ a wroku 1935 2400 milj. Nm³. Oczywiście, że takie osiągnięcia wymagają również dużych wkładów w postaci urządeń pomiarowych, kontrolnych, rurociągów, dalej centralnego aparatu techniczno-gospodarczego planującego zapotrzebowanie i pokrycie energii.

W r. 1936 stalownie w Niemczech [2]) pracowały na gazie wg nast. zestawiena:

10 zakładów na gazie czadnicowym z węgla kamiennego
8 zakładów na gazie czadnicowym z brykietów węgla brun.
7 zakładów na gazie mieszanym
10 zakładów na gazie potrójnym
15 zakładów na gazie koksowym czystym

Razem 50 stalowni

Normalnym paliwem w piecach martenowskich był gaz czadnicowy, pochodzący z czadnic związanych bezpośrednio ze stalownią. Gaz ten bogaty w smołę, idzie ciepły do komór regeneratorowych. Bieg wypadków dał silnego konkurenta w postaci gazu koksowego lub mieszaniny gazu koksowego i wielkopiecowego. Niemniej te konkurujące gazy wykazały wadę, mianowicie spalanie ich dawało płomień słabo świecący, a więc o niskim współczynniku promieniowania. W zwązku z tym powstało zagadnienie karburyzacji gazu tj. wprowadzenia czynnika powodującego świecenie płomienia.

Gaz koksowy w porównaniu z gazem czadnicowym wykazuje wysoką wartość opałową, wielokrotnie wyższą zawartość H_2 i CH_4, za to też zapotrzebowanie powietrza dla spalenia dwu i półkrotnie wyższe. Przewaga wodoru w gazie koksowym uwidacznia się w składzie spalin, gdzie spaliny gazu koksowego są dwu i półkrotnie bogatsze w H_2O, ale dwukrotnie uboższe w CO_2, niż spaliny gazu czadnicowego.

Gaz mieszany zajmuje położenie pośrednie. Przy tym zbliża się raczej przy podanym składzie do gazu czadnicowego z tym, że nie ma części smołowych.

Porównajmy zasadnicze dane tych gazów [3])

Tablica 1. Zestawienie danych spaleniowych gazu czadnicowego, mieszanego (wielkopiecowy z koksowym) i koksowego.

	Gaz czadnicowy z węgla kamiennego	Gaz mieszany 65% wielkopiecowy 35% koksowy	Gaz koksowy
1 Skład gazów: CO_2 . . . . %	4.0	6.0	2.2
Ciężkie węglowodory . . . . %	0.2	0.8	2.2
O_2 . . . . %	—	—	0.5
CO . . . . %	28.0	22.8	5.8
H_2 . . . . %	12.0	20.6	55.0
CH_4 . . . . %	2.8	8.6	24.5
N_2 . . . . %	53.0	41.2	9.8
Smoła . . . . g/Nm³	20	—	—
Wilgotność . . . g/Nm³	40	12	12
2. Spaliny CO_2 max (n = 1) . . . . %	18.8	16.6	10.0
3. Zapotrzebowanie powietrza (n = 1) Nm³/Nm³	1.45	1.97	4.06
4. Ilość spalin wilgotnych (n = 1) Nm³ = Nm³	2.32	2.87	4.78
5. Wartość opałowa dolna Wd Kal/Nm³	1615	2100	4080
6. Kalorymetryczna temperatura spalania (Najwyższa graniczna): a) bez podgrzewu . . . . . . °C	1775	1923	2127
b) z podgrzewem . . . . . . °C	2657	2853	2900
temperatura gazu . . . . C°	1000	1100	—
temperatura powietrza . . . C°	1200	1250	1300
7. Ciężar właściwy gazu (z wilgocią) kg/Nm³	1.256	1.012	0.470
8. Ilość CO_2 w spalinach łącznie z wilgocią na 1 m³ gazu Nm³/Nm³	0.170	0.140	0.080
9. Ilość H_2O w spalinach łącznie z wilgocią na 1 m³ gazu Nm³/Nm³	0.115	0.155	0.277

Wysoka temperatura spalania daje technicznie przewagę gazowi koksowemu nad czadnicowym w procesach metalurgicznych. Jednak wchodzi tu równocześnie w grę wytrzymałość materiałów ogniotrwałych i konieczność stosowania cegieł wysokowartościowych. Pracując gazem czadnicowym lub mieszanym podgrzewa się i powietrze i gaz, przy koksowym tylko powietrze.

Przeniesienie ciepła na wsad w piecu martenowskim odbywa się drogą kontaktu i promieniowania.

Należy wziąć pod uwagę [2]), że w czasie gotowania temperatura kąpieli 1650°—1750° przekracza już temperaturę zmiękczenia cegły dynasowej sklepienia. Stąd to wynika wartość silnie świecącego płomienia, który przenosi ciepło bezpośrednio na kąpiel przez promieniowanie i przez to termicznie odciąża sklepienie i ściany pieca. Przy płomieniu nieświecącym natomiast wzrasta silnie temperatura sklepienia z powodu przeniesienia ciepła na wsad pośrednio przez zwrotne promieniowanie sklepienia. Nadmierny wzrost temperatury sklepienia zmusza do zwolnienia biegu pieca. Prowadzi to do obniżenia temperatury kąpieli oraz związanych z tym trudności, jak szumienie żużli, wolne gotowanie, a w sumie do obniżenia wydajności pieca.

Pomimo trudności, problem karburyzacji płomienia gazu koksowego został rozwiązany korzystnie. Użycie gazu koksowego łącznie z karbuzytatorem do opalania pieców martenowskich dało korzyść w postaci zwiększenia wydajności pieców o ok. 10% i równocześnie zmniejszenie zużycia energii cieplnej wyrażonej w Kal/to stali.

2. Teoria płomienia.

Zajmijmy się bliżej spalaniem ciał gazowych i płomieniem. Na ogół biorąc spalaniu towarzyszy płomień. Spalanie bezpłomienne jest zjawiskiem wyjątkowym i o nim mówić nie będziemy. Spalanie jest reakcją między spalnym gazem a tlenem powietrza. Reakcja ta, będąc zjawiskiem czasowym, obejmuje pewną przestrzeń, wypełniając ją płomieniem. Płomień świecący obejmuje również długości fal podczerwonych właściwych promieniowaniu cieplnemu. Promieniowanie to zwiększa przeniesienie ciepła i jest niezbędne w pracy pieca martenowskiego. Przykładowo podaje się, że czystym wodorem spalającym się płomieniem nieświecącym, nie można roztopić stali.

Ze zwykłej praktyki wiadomo, że zwiększony dopływ powietrza odświeca płomień, np. w palniku bunsenowskim lub palniku do cięcia i spawania. Pochodzi to stąd, że ze zwiększeniem dopływu powietrza, zwiększyła się również znacznie szybkość zmieszania gazu z powietrzem i z tym łączy się odświecenie płomienia. Stalownik spotyka się czasem z faktem, że pod koniec topu, gdy temperatura pieca i płomienia jest wysoka, następuje odświecenie płomienia. Inne znów zjawisko mamy, gdy spalamy naftę w lampie naftowej przy złym dopływie powietrza. Dostajemy wtedy sadzę. Sadza ta ma dotykowo własności tłuste, składa się bowiem z drobniutkich cząsteczek węgla i stałych ciężkich węglowodorów.

Między przebiegiem zmieszania gazu i powietrza w przestrzeni spalania, przebiegiem reakcji, wydzieleniem sadzy, świeceniem i równocześnie promieniowaniem cieplnym zachodzą ścisłe współzależności.

Spalanie węglowodorów o ogólnym wzorze Cm Hn, wyjąwszy metan, ujmuje Rummel następująco: [4])

1. Przyjmijmy, że spalają się węglowodory, będące w postaci gazowej, przy wolnym dopływie powietrza. Można przyjąć, że przy spalaniu z niedostateczną ilością powietrza drobiny ciężkich węglowodorów odszczepiają atom wodoru. Atomowy i przez to bardzo aktywny wodór spala się z tlenem powietrza na parę wodną z wysokim wydzieleniem ciepła. Pozostałe części drobin węglowodorów łączą się po dwie w nową większą drobinę. Te większe z kolei znów odszczepiają atom wodoru i przebieg powtarza się. Przy tym spalaniu powstają coraz większe drobiny uboższe w wodór. W końcu przechodzą one w fazę stałą. Te stałe szkielety węglowodorów z powodu spalania wodoru ulegają silnemu podwyższeniu temperatury, żarzą się i promieniują. W miarę dalszego dopływu powietrza spalają się. Jeśli zaś przy dostatecznie wysokiej temperaturze niema dopływu tlenu, niespalone te szkielety oziębiają się. Równocześnie też skraplają się z postaci parowej niespalone węglowodory i nadają sadzy tłusty charakter. Jeśli chodzi o przebieg czasowy, to zjawiska te są krótkotrwałe rzędu około 10^{-4} sek.

Ten przebieg rozpadu węglowodorów jest istotą karburyzacji.

Omówmy trzy przypadki inne.

2. Podgrzewamy węglowodory bez dostępu powietrza do bardzo wysokiej temperatury. Wtedy rozpadają się one na C i H_2 całkowicie. Przy doprowadzaniu teraz powietrza spalą się. Węgiel może się rozżarzyć, niemniej jednak nie będziemy mieć w płomieniu tego ciągłego rozpadu, który jest czynnikiem wprowadzającym białe żarzenie.

3. Spalanie metanu CH_4 z podgrzaniem od 0° C do np. 1500°. Obojętnym jest dla metanu, czy podgrzewamy go w jakimś podgrzewaczu, czy też podgrzewa się w jądrze płomienia. Jeśli podgrzewanie nie dosięgnie ok. 1000°, wtedy metan nie ulega żadnym zmianom i spala się całkowicie bez białego płomienia. Jeśli podgrzanie sięgnie powyżej 1000°, wtedy metan rozpada się na wodór i cięższe węglowodory. Te ciężkie węglowodory będą spalać się podobnie jak w pierwszym przypadku. Jest to zjawisko samorzutnej karburyzacji. Jeśli jednak podgrzejemy metan powyżej 1150° C, wtedy zajdzie rozkład całkowity metanu na C i H_2 i płomień odświeci się, jak w przypadku 2-gim.

4. Gaz koksowy zawiera w sobie pewną ilość ciężkich węglowodorów, oraz znaczną ilość metanu. Będziemy mieć tutaj nałożony na siebie wypadek pierwszy i trzeci. Jeśli więc będziemy spalać gaz koksowy przy niedostatecznym dopływie powietrza, otrzymamy silne promieniowanie sadzowe, z zastrzeżeniem, że ciężkie węglowodory nie rozpadną się przez przegrzanie. Metan przy dostatecznym podgrzaniu wytworzy nowe ciężkie węglowodory. Nastąpi samorzutna karburyzacja i z nią wzrost promieniowania sadzowego. Zasadniczym więc jest podgrzanie gazu do temperatury rozkładu metanu na wodór i węglowodory, natomiast jeśli przekroczy się tę temperaturę, nastąpi rozpad na węgiel i wodór.

Omówmy rozpad metanu ([4,5,6]).

Rozkład metanu zależy od następujących czynników: temperatury, ciśnienia, czasu.

Rudder i Biedermann [5]) badali rozkład metanu na acetylen, etylen, węgiel i wodór w zakresie temperatur 900 do 1500° C, ciśnień 20 do 760 m/m Hg i przy różnych szybkościach przepływu. W czasie poszczególnych badań warunki były stałe. Wyjściowy metan był technicznie czysty. Podgrzewano go w kanałach z masy ogniotrwałej. Zarówno gaz wyjściowy, jak otrzymany był badany na metan, wodór, acetylen, tlenek węgla, etylen, dwutlenek węgla i azot.

Przebiegi reakcyjne są następujące:

1) $2CH_4 \longrightarrow C_2H_2 + 3H_2$
(2 drob.) (4 drobiny)

2) $2CH_4 \longrightarrow C_2H_4 + 2H_2$
(2 drob.) (3 drobiny)

3) $CH_4 \longrightarrow C + 2H_2$
(1 drob.) (2 drobiny)

Ze wzorów tych wynika, że rozpadaniu metanu sprzyjać będzie obniżenie ciśnienia.

Poniżej 1000° C nie zachodzi żaden większy rozpad metanu. Etylen osiąga najwyższą wartość uzysku 4% w końcowym gazie przy 1200° i 100 m/m słupa Hg; acetylen zaś 15% w końcowym gazie przy 1500° i 40 m/m słupa Hg. Przy tym dla każdej temperatury istnieje optymalny czas podgrzewu, malejący znacznie z temperaturą, od ok. 10 sek. dla 1000° do ułamków sekundy powyżej 1300°, dla otrzymania acetylenu.

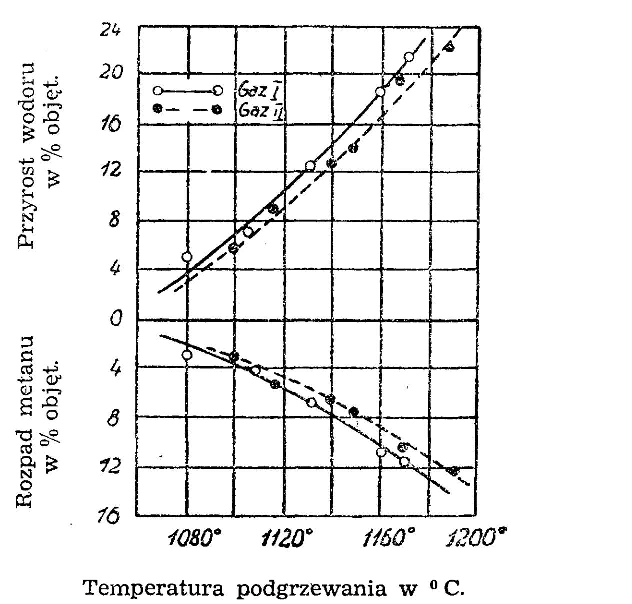
Badanie z gazem koksowym i świetlnym przeprowadził Fritz Herning [6]).

Skład objętościowy gazów był następujący:

	Składniki w %-ach						
	CO_2	C_nH_m	O_2	CO	H_2	CH_2	N_2
Gaz koksowy	2.4	2.5	0.4	6.3	48.4	24.1	15.9
Gaz świetlny	0.1	2.0	0.2	5.2	58.7	27.4	6.4

Czas podgrzewu gazu wynosił 8.6 sek., co odpowiada w przybliżeniu czasowi podgrzewu w piecu martenowskim.

Wyniki rozpadu obu gazów są bardzo zbliżone do siebie wzajem i podają je rys. 1 i 2.

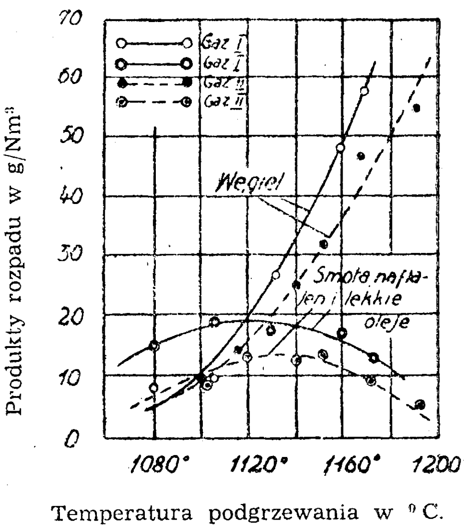


Temperatura podgrzewania w ° C.

Rys. 1.

Rozpad metanu i przyrost wodoru przy gazie I i II (Gaz koksowy i świetlny) w zależności od temperatury podgrzewania przy czasie podgrzewania 8,6 sek

Pierwsze ślady rozkładu metanu zaobserwowano dopiero przy 1040° przy czasie podgrzewu 8.6 sek. Najkorzystniejsze warunki rozkładu na smołę, naftalinę i lekkie węglowodory są przy 1120°. Otrzymana ich ilość odpowiada

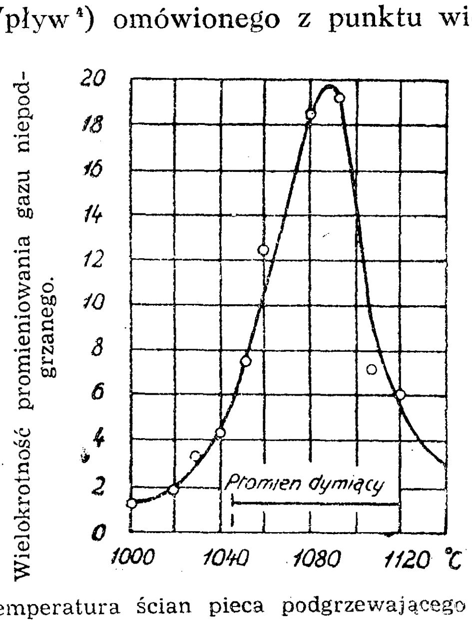


Rys. 2.
Ilość produktów rozpadu w zależności od temperatury podgrzewania gazu I i II (Gaz koksowy i świetlny) przy czasie podgrzewania 8,6 sek.

rozpadowi w ilości ok. 10 do 11% metanu wyjściowego. Z podwyższeniem temperatury maleje ilość węglowodorów, a wzrasta silnie ilość wydzielonego węgla.

W piecu martenowskim na ogół czas podgrzewu będzie się wahał w niewielkich granicach zależnie tylko od ilości gazu, a ciśnienie jest stałe. Natomiast dojdzie działanie towarzyszących składników gazu koksowego, jeśli będziemy rozpatrywać sam gaz koksowy.

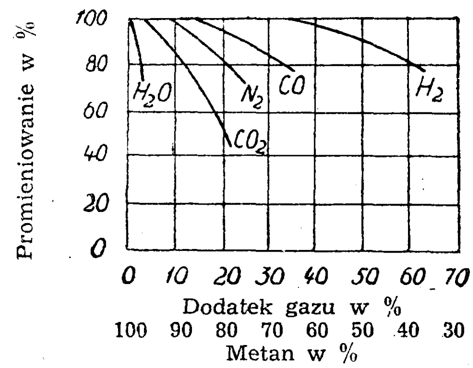
Wpływ [4]) omówionego z punktu widzenia



Rys. 3.
Podgrzany metan.

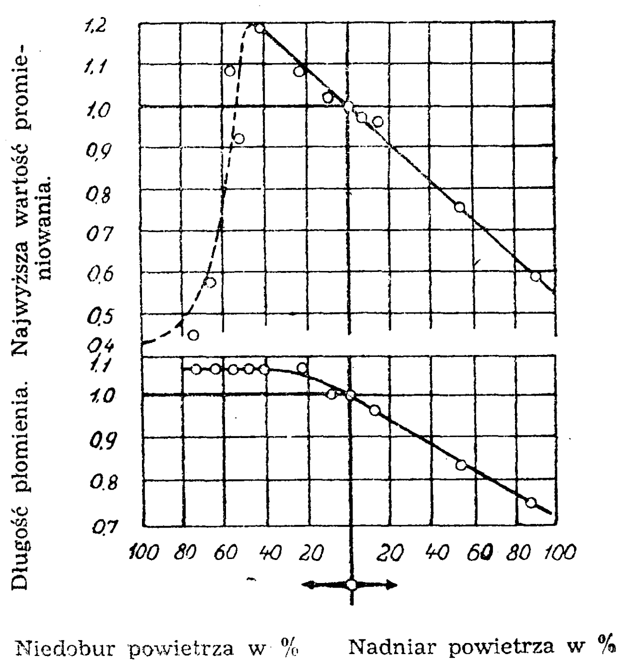
chemicznego rozpadu metanu na promieniowanie podaje rys. 3. Spalony był technicznie czysty metan przy pomocy prostego palnika. Widzimy, że wzrost promieniowania cieplnego osiąga swoje maximum dla temperatury podgrzania w bardzo wąskim zakresie temperatur 1080°—1090°.

Promieniowanie to jest dwudziestokrotnie większe, niż przy metanie niepodgrzanym i uwzględnione tylko na pewnym odcinku płomienia. Jeśliby zaś uwzględnić, że płomień również wydłużył się, w takim razie wzrost promieniowania jest więcej niż dwudziestokrotny.



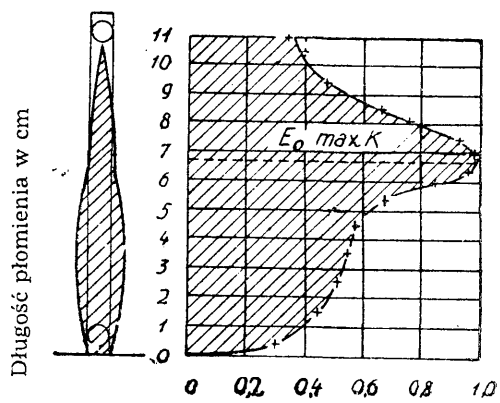
Rys. 4.
Wpływ trucizn karburyzacji

Rys. 4 pokazuje wpływ różnych gazów, jako trucizn karburyzacji metanu. Najbardziej ujemnie na promieniowanie cieplne wpływa para wodna. I właśnie tu także może wystąpić korzyść osuszania gazu i powietrza np. przez



Rys. 5.
Wpływ współczynnika powietrza (Metan).

wymrożenie przed wtłoczeniem do rurociągu. Rys. 5 obrazuje wpływ współczynnika ilości powietrza na wielkość promieniowania. Jak widzimy, najwyższą wartość promieniowanie osiąga przy ilości 0.6 teoretycznej potrzebnej powietrza, po czym ze wzrostem ilości powietrza promieniowanie liniowo spada; równocześnie liniowo maleje długość płomienia. Na rysunku dla teoretycznej ilości powietrza (= współczynnik powietrza 1) wartość promieniowania oznaczono przez 1. Rys. 6 podaje rozkład promieniowania na długości płomienia gazu koksowego. Rozróżnić możemy trzy części płomienia: I = a niebieskiego stożka, gdzie następuje ropad węglowodorów na cięższe i w dalszym przebiegu do szkieletów węglowych. Promieniowanie prążkowe składowych powoduje niebieskawe świecenie płomienia. W drugiej części następuje spalanie



Całkowite promieniowanie.

Rys. 6.
Podział promieniowania na długość płomienia (zimny nie podgrzany gaz koksowy)

Ciężkie węglowodory 1 Nm^3 Cn Hm ⟶ 1340 g C + 2.45 Nm^3 H_2 — 200 kal.
Metan 1 Nm^3 CH_4 ⟶ 536 g C + 2 Nm^3 H_2 — 880 kal.

cząsteczek węgla ze znacznym wzrostem temperatury i promieniowania. W trzeciej części pozostaje już tylko słabsze promieniowanie pary wodnej i dwutlenku węgla.

Zatym, omawiając rozkład promieniowania na długości płomienia stwierdzamy, że pierwsza i trzecia strefą dają promieniowanie ciał gazowych, druga natomiast dołącza promieniowanie ciał stałych.

Ogromny wzrost promieniowania podany na rys. 3 dla spalania metanu przy odpowiednim podgrzaniu jest wynikiem samokarburyzacji metanu. Istotą samokarburyzacii jest łańcuchowy rozkład metanu do coraz cięższych węglowodorów i w końcu do węgla. Jeśli zajdzie rozpad wcześniejszy do węgla, to węgiel, wszedłszy w strefę spalania i gorącego płomienia, rozżarzy się do czerwoności i prawdopodobnie nim zdąży przejść do żarzenia białego, spali się. Stąd to Rummel mówi, że przy przedwczesnym rozpadzie węglowodorów do węgla stałego i wodoru otrzymamy tylko czerwone świecenie. Warunkiem wiec osiągnięcia świecącego płomienia jest równoczesność w tej samej strefie, zachodzenia zjawisk następujących: rozpad węglowodorów na wodór i w końcowej fazie na węgiel, spalanie wodoru i w końcowej fazie węgla. Spalanie wodoru jest źródłem wysokiej temperatury, powodującym rozżarzanie szkieletów węglowodorów rozpadających się aż do końcowej fazy wydzielenia węgla. Należy przyjąć, że rozpadanie się węglowodorów i wydzielanie wodoru chroni na pewien ułamek sekundy węgiel przed spaleniem, ponieważ wpierw spala się wodór. Węgiel spalać się będzie w strefie, w której w obecności tlenu nie będzie już wodoru, a temperatura będzie dostatecznie wysoka. Wydzielony węgiel więc, na pewnej drodze i na pewnym odcinku czasu rozżarzony, będzie źródłem silnego promieniowania płomienia, wysyłając energię przejętą kontaktowo ze spalin. Rozkład metanu na cięższe węglowodory odbywa się z pewnym niewielkim efektem pobierania ciepła z zewnątrz, który to efekt jest minimalnym wobec efektów cieplnych spalania i dlatego zmiany te są w rozważaniach pomijane.

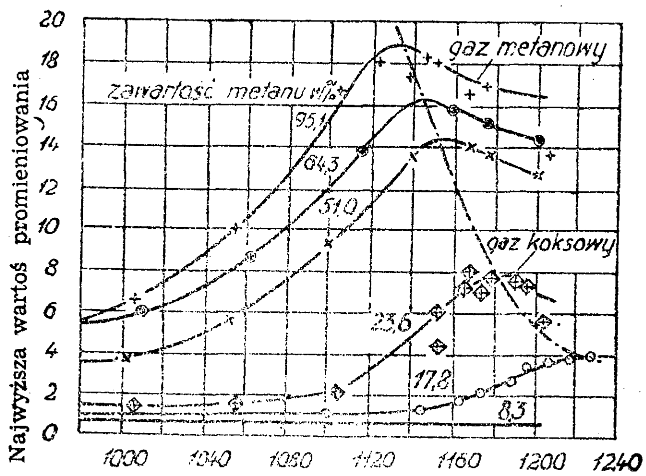
Ciepła rozpadu całkowitego są następujące [18])

Rys. 7 daje wpływ zmniejszenia koncentracji metanu na zmniejszenie i przesunięcie maksimum promieniowania ku coraz wyższym temperaturom podgrzewu. Metan był rozcieńczony wodorem.

Rys. 8. Dadatek ciężkich węglowodorów do gazu koksowego ponad normalną zawartość ich zwiększa proporcjonalnie wielkość promieniowania. Obejmuje to także wypadek, gdy metan gazu koksowego przechodzi w ciężkie węglowodory. Stwierdzonem zostało w licznych badaniach, że dla wielkości promieniowania miarodajną jest zawartość wędla w ciężkich węglowodorach. W karburyzacji węglowodory są wzajemnie zamienne, jeśli tylko wnoszą tę samą ilość węgla. W pierwszym

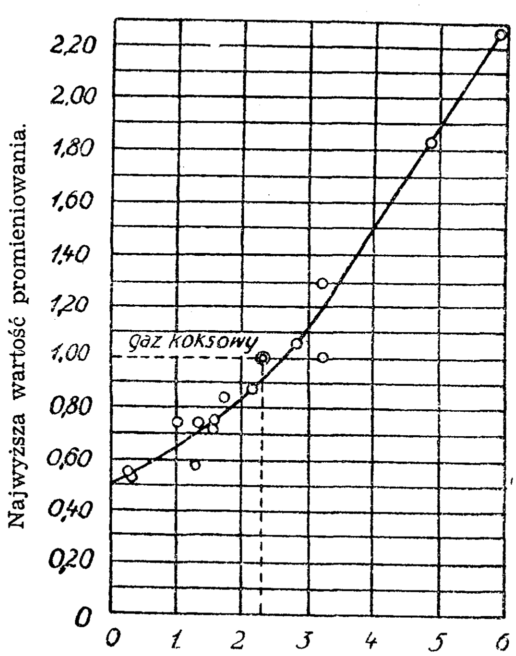
przybliżeniu promieniowanie wzrasta proporcjonalnie do ilości węgla ciężkich węglowodorów, wprowadzonych karburyzatorem.

Rys. 9. Pokazuje wpływ temperatury ścian pieca, w którym spalono metan, na wielkość promieniowania. Dolna krzywa pokazuje



Temperatura pieca dla rozkładu gazu w °C

Rys. 7.
Wpływ koncentracji metanu ma przesunięcie krzywej promieniowania.

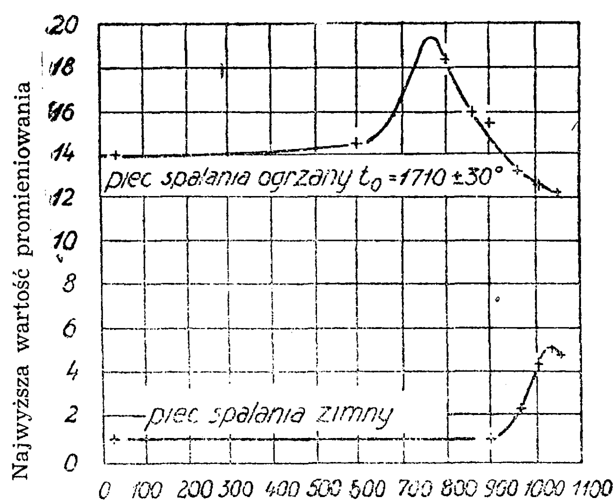


Zawartość ciężkich węglowodorów w % objętościowych.

Rys. 8.
Wpływ ciężkich węglowodorów.

wielkość promnieniowania gazu przy zimnych ścianach pieca. Do temperatury 900° podgrzewu metanu wielkość promieniowania jest stałą i tę wielkość oznaczono jako jednostkę porównawczą. Powyżej 900° w związku z rozkładem metanu siła promieniowania wzrasta, osiąga maximum wynoszące ok. 5 jednostek niewiele ponad 1000°, po czym maleje. Górna krzywa pokazuje wielkość promieniowania przy temperaturze ścian pieca spalania ok. 1710° co odpowiada warunkom pieca martenowskiego. Do temperatury ok. 600° podgrzewu metanu wielkość promieniowania nie zmienia się i jest ono 14 razy większe niż przy zimnym piecu. Powyżej wzrasta promieniowanie w związku z samokarburyzacją, osiąga 19 jednostek przy temperaturze podgrzewu metanu ok. 750° po czym spada. Przesunięcie temperatury podgrzewu metanu dla otrzymania samokarburyzacji ku niższym temperaturom pochodzi stąd, że już w przestrzeni spalania metan przed swoim spaleniem podgrzewa się dalej. Inaczej mówiąc zachodzi podział podgrzewu między podgrzewacz i przestrzeń spalania. Wszystkie te wykresy mają zasadniczą wadę, że mają charakter tylko jakościowy. To znaczy, przechodząc do urządzeń technicznych, otrzymamy podobne przebiegi, niemniej należy przez próby odnaleźć właściwe warunki pracy.

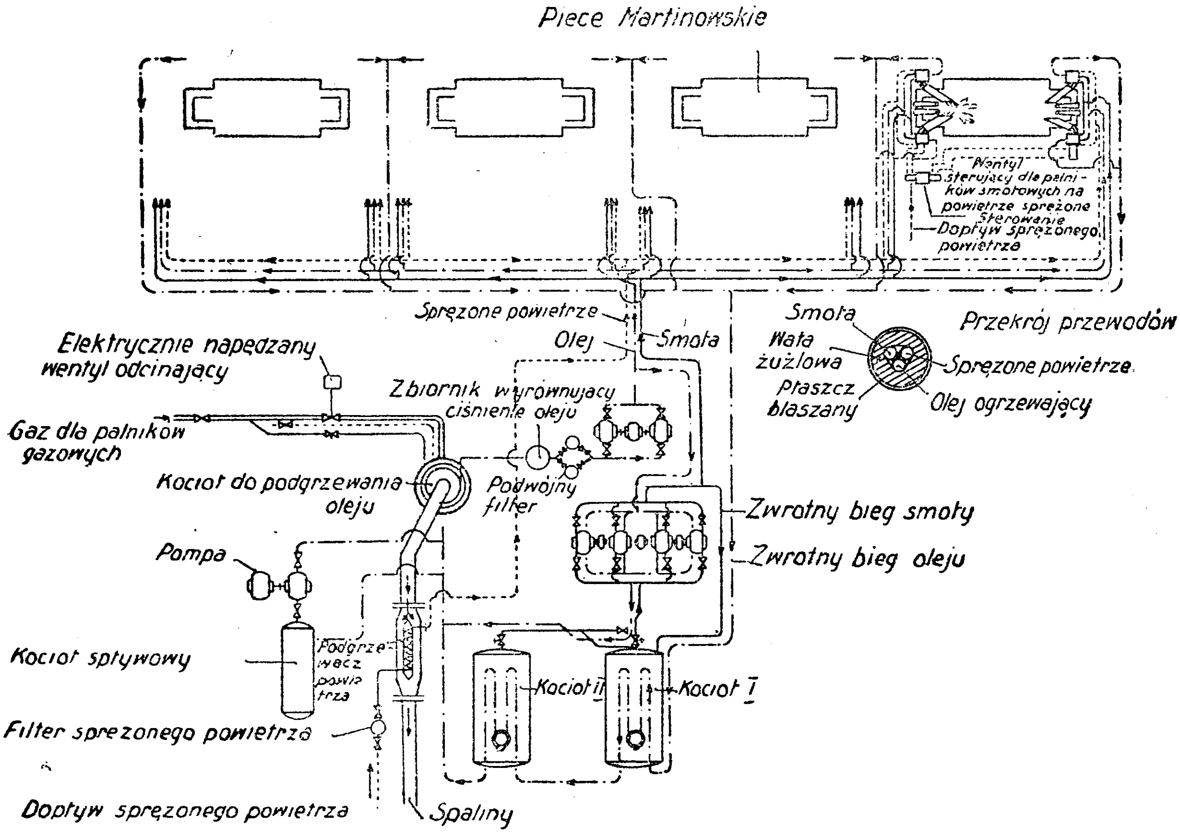
Rummel z badań swych wysuwa wniosek, że najkorzystniejszym byłoby już na kokso-



Temperatura ścian pieca podgrzewającego gaz w °C

Rys. 9.
Badanie wpływu temperatury pieca spalania na promieniowanie (metan).

wni odpowiednio prowadzić proces z gazem koksowym, aby tam wywołać rozpad metanu, przez co także mogłoby się podnieść wydobycie benzolu i smoły. Po usunięciu ich, wyżej skraplające się węglowodory mogłyby zostać w gazie i zwiększyłyby znacznie promieniowania płomienia. Niemniej autor zdaje sobie sprawę z trudności, jakie napotkałby jego pomysł w koksowni.



Rys. 10.
Urządzenia karburyzacyjne na smołę dla 4 pieców Martenowskich.

Omówiliśmy tu sprawę samokarburyzacji metanu i gazu, zawierającego metan. Widzimy, że zjawisko to zależy od wielu czynników. Są to: skład gazu (koncentracja metanu), temperatura podgrzewu gazu i powietrza, czas podgrzewu, współczynnik ilości powietrza, konstrukcja palników i związana z tym szybkość zmieszania i spalania, temperatura ścian pieca, w którym odbywa się spalanie. Wpływ ciśnienia pomijam, gdyż jest ono stale. Chcąc otrzymać spalanie najkorzystniejsze tj. z pełnym wykorzystaniem samokarburyzacji, należy wykorzystać możliwość regulacji spalania przez odpowiedni dobór temperatury podgrzewu gazu, jeśli się go podgrzewa, powietrza oraz właściwą konstrukcję palników. Pewne techniczne rozwiązania w kierunku regulacji temperatury podgrzewu przyszły dopiero niedawno, wcześniejsze, dużo są rozwiązania karburyzacji przy pomocy dodatkowych palników na smołę lub pył węglowy.

(C. d. n.)

Literatura

1. Fritz Springorum: Die technische Entwicklung der deutschen Eisen — und Stahlerzeugung während der letzten fünfzehn Jahre. St. u. E. 56 (1936) str. 1042/1063.

2. Friedrich Wesemann: Die Beheizung von Siemens - Martin - Oefen in deutschen Stahlwerken. St. u. E. 56 (1936) str. 1074/1090.

3. Berthold v. Sothen: Betriebsergebnisse deutscher Siemens - Martin - Oefen mit Koksofengasbeheizung. St. u. E. 56 (1936) str. 321/328 i 351/362.

4. Kurt Rummel: Vom Wesen der Flamme. St. u. E. 61 (1941) str. 364/371.

5. Kurt Rummel: St. u. E. 51 (1931) str. 1266/67. Przegląd według Comptes rendus 190 (1930) str. 1194/96.

6. Fritz Herning: Analytische Untersuchungen über die Spaltung und Umwandlung des Methaus bei der Erwärmung methanhaltiger Brenngase. Archiv für das Eisenhüttenwesen 14 (1941), str 581/586.

18. Werner Heiligenstädt: Wärmetechnische Rechnungen für Industrieöfen.

Inż. Zygmunt KROTKIEWSKI
Politechnika Śląska

Ulepszanie dmuchu wielkopiecowego.

(Ciąg dalszy)

II. Osuszanie dmuchu.

Każdy praktyk wielkopiecowy wie, że w okresie zimowych mrozów piec pracuje sprawniej niż w letnie upały, również wie że przy pewnym określonym dla każdej miejscowości kierunku wiatru praca pieca jest lepsza, niż przy innym kierunku. To na pozór dziwne spostrzeżenie staje się zrozumiałym, jeżeli uzmysłowimy sobie, że w czasie mrozu nasycenie powietrza (dmuchu) parą wodną jest o wiele niższe, niż w gorące dni lata. To samo daje kierunek wiatru, który naprzykład dla naszych szerokości przynosi o wiele więcej wilgoci z zachodniego kierunku, niż ze wschodniego.

W okresie suchego powietrza, bez wprowadzenia żadnych innych zmian w warunkach pracy pieca, natychmiast zauważa się wzrost produkcji i zjawia się możność większego obciążenia naboju, a tym samym zmniejszenia wydatku koksu. Zmienność klimatu nie pozwala w pełni wykorzystać czasu suchego powietrza, gdyż częste i nieoczekiwane zmiany zmuszają do ostrożności.

Powyższe spostrzeżenia zrodziły myśl sztucznego osuszenia powietrza tak, by mieć zapewniony niski i **niezmienny** stopień wilgoci w dmuchu. Pierwszym, który tę myśl opublikował w 1903 r., był amerykański inżynier James Gayley, podając w drodze teoretycznych rozumowań oszczędności jakie przyniesie osuszanie dmuchu.

Przeciw wywodom Gayley'a gorąco wystąpił niemiecki profesor Simmersbach. Pomiędzy obydwoma w literaturze fachowej powstał krótki, lecz gwałtowny spór, z którego Gayley wycofał się, pozostawiając wrażenie, jak gdyby uznał się za pokonanego. Lecz oto w końcu 1904 r. pojawiły się sprawozdania z pracy amerykańskiego pieca „Izabella" Nr. 4., na którym w międzyczasie zastosowano urządzenia do osuszania dmuchu podług projektu Gayley'a. Osiągnięte rezultaty znacznie przeszły przewidywania samego Gayley'a i wyraziły się cyframi: obniżenie wilgoci dmuchu osiągnęto z 10—12 gr/m³ do 3—3,5 gr/m³, wzrost produkcji z 382 t/24 h na 454 t/24 h (tj. o 25%). Zmniejszenie wydatku koksu z 0.966 na 0.777 (tj. o 20%).

Na tak znaczny sukces złożyły się następujące czynniki:

1. Przy niezmiennym wydatku gazu na nagrzewanie dmuchu, dzięki jego suchości, temperatura dmuchu samoczynnie podniosła się z 382° do 465°.
2. Piec otrzymał niezmienne warunki dmuchowe, czego bez osuszania klimat Pensylwanji nie dawał, gdyż średnia wilgoć powietrza latem wynosi około 13 gr/m³, a zimą około 4 gr/m³, a co gorsza w ciągu jednego dnia, zależnie od kierunku wiatru, wilgoć powietrza waha się od 20 gr/m³ do 6 gr/m³ (lato).
3. Ciepło zużywane na rozkład wilgoci dmuchu zostało w piecu zaoszczędzone.

Tak wysokie korzyści nie zawsze dają się osiągnąć, raz dlatego, że naogół stosowane są obecnie wyższe temperatury nagrzewania dmuchu, (niż to miało miejsce na piecu „Izabella"), które często nie dopuszczają dalszej zwyżki bez wywołania szkodliwych zawieszeń pieca, powtóre nie wszędzie istnieją tak znaczne wahania wilgoci powietrza i wreszcie przy przeciętnie niższej wilgoci powietrza, oszczędności cieplne będą mniejsze.

Profesor Ehrenwort w drodze teoretycznych obliczeń przyszedł do wniosku, że efekt osuszania dmuchu tym jest większy, im wilgotniejsze jest powietrze (np. piece nadmorskie) im wyższe temperatury panują w piecu (mała wysokość pieca) im niższy nagrzew dmuchu jest stosowany i im wyższą jest temperatura gardzieli.

Wywody Ehrenworta wskazały na te same warunki, które Okerman wyprowadza, jako symptomaty złego wykorzystania ciepła w piecu i które doprowadziły go do niesłychanie trafnego spostrzeżenia, tzw. „Zasady Okermana": „każda przyczyna wywołująca zaoszczędzenie ciepła w piecu da tym większą oszczędność paliwa, im niższym był współczynnik pożytecznego działania ciepła w piecu".

Wywody Ehrenworta i Okermanna tłomaczą dobitnie te różnice w korzyściach ze stosowania osuszania dmuchu, jakie dają się zauważyć na różnych piecach, pracujących w różnych warunkach.

Profesor Pawłow podaje, że przeciętna korzyść z osuszania dmuchu w U. S. A. (gdzie osuszanie jest powszechnie stosowane) wyraża się oszczędnością koksu 5% i zwyżką produkcji powyżej 10%. Dalej prof. Pawłow zaznacza, że w Z. S. S. R., gdzie w hutach nadazowskich wilgoć powietrza wynosi 9 gr/m³, w Dombasie 8 gr/m³, a Magnitogorsku zaledwie 5 gr/m³, (lecz wszędzie są znaczne wachania w stopniu nawilżenia) osuszanie dmuchu jest korzystne. Korzyści te potwierdzają liczne obserwacje w innych krajach, tak np. „Stahl u. Eisen" (1942 r. str. 761 i 1051) podaje wyniki osiągnięte na 2-ch piecach i wyrażające się w pierwszym wypadku: oszczędność na koksie 5,5%, zwyżka produkcji 19,5%, w drugim: oszczędność koksu: 18%, zwyżka produkcji 12%, do 26%.

Nowoczesne osuszanie dmuchu sposobem Gayley'a polega na tym, że powietrze przed dmuchawą wielkopiecową jest przepuszczane przez chłodnię obniżającą jego temperaturę poniżej —0° (nawet do —15°), co powoduje początkowo kondensację na ciecz, a następnie na lód niemal całkowitej wilgoci powietrza. System taki ma dodatkowo tę dobrą stronę, że ochłodzone, a więc zgęszczone powietrze, powoduje wydajniejszą pracę dmuchawy, dając oszczędności na jej napędzie. Złą stroną urządzenia jest stosunkowo wysoki koszt inwestycyjny i większy koszt nagrzewu, początkowo ochłodzonego dmuchu. Ostatnie okoliczności długo wstrzymywały wprowadzenie osuszania dmuchu w Europie. Dopiero powstanie nowego systemu osuszania tzw. „Silico-Genn", polegającego na absorbcji i następnej regeneracji medium absorbcyjnego, koszt inwestycyjny którego wynosi zaledwie około 3% kosztów budowy oddziału wielkopiecowego sprawił, że Europa, idąc za przykładem Ameryki, coraz szerzej zastosowuje instalacje osuszania dmuchu.

Zależnie od stopnia nawilżenia dmuchu zmienia się zawartość O_2, H_2 i N_2 w dmuchu, jak również i skład spalin przed dyszami. Odnośne cyfry podaje tabela 3. (Pawłow).

Obserwacje pieców pracujących na osuszonym dmuchu wykazały, że **temperatura przed dyszami spada** wraz ze wzrostem wilgoci **dmuchu przy** niezmiennych pozostałych warunkach pracy pieca. Powyższe spostrzeżenie potwierdza również teoria. Wilgoć dmuchu natychmiast po wylocie z dyszy zostaje

Tabela 3.

H_2O w %	skład dmuchu w % objętościowych			spaliny w % objętościowych			$100 \frac{O_2}{N_2}$
	O_2	H_2	N_2	CO	H_2	N_2	
0	21.00	0.00	79.00	34.7	0.0	65.3	26.58
0.5	21.09	0.49	78.42	34.8	0.4	64 8	26.90
1.0	21.184	0.995	77.821	35.0	0.8	64.2	27.22
1.5	21.28	1.48	77.24	35.1	1.2	63.7	27.53
2.0	21.37	1.98	76.65	35.2	1.6	63.2	27.85

rozłożoną, reagując z rozżarzonym koksem. Jeden kg pary wodnej przy rozkładzie pochłania 58080 : 18 = 3227 kal. przy tym utlenia się o. 67 kg C.

Jeden kg C. utleniony przez parę wodną wymaga 3227 : o. 67 = 4840 kal. (lub 58080 : 12 = 4840). Ponieważ tworzenie się przy tym CO wydziela 2430 kal. to ogólna strata wynosi 4840 — 2430 = 2410 kal. na 1 kg C. Reakcja pomiędzy parą wodną a koksem idzie podług wzoru:

$$H_2O + C = CO + H_2 - 2410 \text{ kal.}$$

Od wielkości 2410 kal. należy odliczyć ciepło nagrzanego węgla, które wydług Richards'a wynosi 0,5 t — 120 i ciepło zwarte w parze wodnej które jest zależne od temperatury pary i wynosi jak podaje następująca tabela 4:

Tabela 4.

temp. pary wodnej C°:	Ciepło pary	Ciepło w produktach:
100	66 kal.	0,5 t — 2464 kal.
200	137 „	0,5 t — 2393 „
300	214 „	0,5 t — 2316 „
400	296 „	0,5 t — 2234 „
500	384 „	0,5 t — 2146 „
600	478 „	0,5 t — 2042 „
700	577 „	0,5 t — 1953 „
800	682 „	0,5 t — 1884 „
900	792 „	0,5 t — 1738 „
1000	907 „	0,5 t — 1623 „

Ponieważ ciepło donoszone przez rozżarzony C (0,5 t —120) jest zawsze mniejsze od nawet najniższej cyfry 1623 kal., to wnioskuje-

my, że para wodna zawarta w dmuchu w każdym wypadku obniża temperaturę przed dyszami w piecu. To obniżenie jest jeszcze wzmocnione przez to, że produkty reakcji CO i H_2 powiększają objętość gazów, a tym samym powodują dalsze obniżenie temperatury przed dyszami. Na podstawie powyższych danych można wyliczyć teoretyczną temperaturę przed dyszami przy dowolnym nagrzaniu dmuchu i dowolnej zawartości w nim wilgoci. Przeprowadzimy to obliczenie naprzykład dla nagrzania dmuchu: 500° i wilgoci 10 gr/Nm³, czyli na 1,293 kg suchego powietrza. Dla spalenia 1 kg C na CO potrzebujemy 4.4685 Nm³ suchego powietrza, przytym wyzwala się 2430 kalorii.

Powietrze nagrzane do 500° przynosi 707 kal. 1 kg spalanego (rozżarzonego) C przynosi 0,5 t — 120 kal. Z reakcji otrzymujemy 5,3944 m³ gazowych produktów spalania, wtedy temperatura spalania przy suchym dmuchu wyniesie:

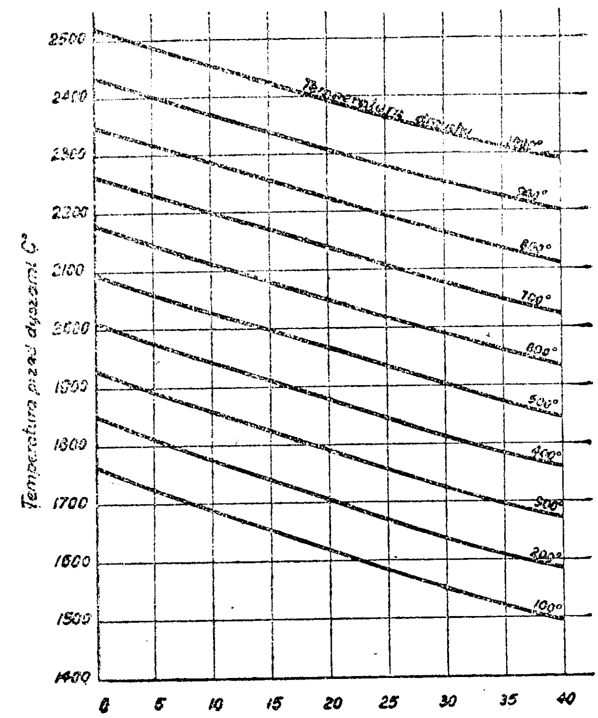
$$t_s = \frac{2430 + 707 + (0,5\ t - 120)}{5,3944\ (0,303 + 0.000027\ t)} = 2096^0$$

Przy dmuchu zawierającym 10 gr/Nm³ wilgoci każde 4,4685 m³ suchego powietrza przynosi o. 044685 kg pary wodnej, która utleni 2/3 swej wagi tj. 0,02979 kg C. Utlenianie przynosi 0,02979 (o,5 t — 2146) = (0,015 t — 64) kal. co należy dodać w liczniku poprzedniego ułamka. Jednocześnie objętość produktów spalania wyrażana poprzednio cyfrą 5,3944 m³ powiększy się o objętość utworzonego CO + + H_2 wynoszącą 2 × 0.044685 : 0,91 = 0,1102 m³, a wtedy poprzedni wzór przekształci się:

$$t_w = \frac{3017 + 0,5\ t + 0,015\ t - 64}{(5,3944 + 0.1102)(0,303 + 0,000027\ t)} = 2030^0$$

Pawtarzając powyższe obliczenia dla różnych temperatur nagrzewu dmuchu i różnej zawartości wilgoci w powietrzu i nanosząc otrzymane cyfry, na wykres, w którym na osi poziomej mamy wilgoć powietrza wyrażoną w gr/Nm³, a na osi pionowej wyliczoną temperaturę panującą w piecu przed dyszami, to dla różnych temperatur dmuchu otrzymamy szereg krzywych:

Z wykresu wynika, że przy nawilżaniu dmuchu od O do 40 gr/Nm³ przy niezmiennej temperaturze dmuchu, temperatura przed dyszami w piecu obniża się średnio o 250°, lub na każde 5 gr/Nm³ o około 31°, względnie, że dla otrzymania niezmiennej temperatury przed dyszami przy powyższej zmianie wilgoci dmuchu, musielibyśmy podnieść temperaturę dmuchu średnio o około 280°, lub około 35° na każde 5 gr/Nm³ wilgoci. Dalej zauważamy, że im wyższej temperaturze dmuchu krzywa odpowiada, tym przebieg jej bliższy jest do poziomego tj. że szkodliwy wpływ wilgoci w dmuchu jest tym mniejszy, im wyższa jest telperatura dmuchu. Ostatnie pokrywa się ściśle ze spostrzeżeniami Reichardt'a.



Wykres 1.

H_2O w dmuchu gr/Nm³

Z drugiej strony temperatura dmuchu nie jest wielkością dowolną, a zależna od profilu pieca, wielkości i stanu nagrzewania i właściwości wsadu. Przy niemożności zastosowania pożądanej wysokości temperatury dmuchu, osuszanie jest niemal koniecznością.

Przy pracy na gorącą surówkę odlewniczą, a tymbardziej na ferrostopy, gdzie zależy na otrzymaniu wysokiej temperatury przed dyszami — korzyści osuszania są również wielkie. Natomiast przy stałej pracy na surówkę przetwórczą wysoko nagrzanym dmuchem, usunięcie wilgoci z dmuchu z pozostawieniem temperatury dmuchu na poprzednim poziomie, mogłoby dać nawet ujemne rezultaty, a to z powodu zbytniej koncentracji żaru i zbytniego obniżenia strefy tworzenia się żużli (zależnie od wsadu i doboru żużli).

Wyprowadzone straty ciepła, objawiające się spadkiem temperatury przed dyszami, obrazują ujemne skutki wilgoci dmuchu, lecz wilgoć ta ma i pewne dodatnie strony, a mianowicie: reakcja pomiędzy H_2O i C daje $CO + H_2$ — 2 gazy silne reduktory, przy tym nych pieców, to pozostaje jedyny sposób: sprawdzić zrobione przypuszczenia, drogą próby praktycznej. Wyniki jednej z takich prób, przeprowadzonej w Magnitogorsku, przedstawiają się następująco:

Czas trwania próby 22 dni.

Tabela 5.

Wyniki próby:	Dmuch z parą wodną:	Dmuch bez pary wodnej:
Przeciętna wydajność na 24 h	1348	1181
Wzrost produkcji	14,31%	0
Wydatek suchego koksu	0,806 t/t	0,827 t/t
Oszczędność koksu	2,54%	0
Temperatura dmuchu	780°	537°
Dodatek pary	2,44%	0
Intensywność spalania	993 kg/m²	893 kg/m²
Współczynnik wydajności	0.876 m³/t	1,0 m³/t

bez domieszki N_2. Skutkiem tego ogólna siła redukcyjna gazów w piecu zwiększa się, redukcja przyspiesza się, temperatura gardzieli zmniejsza się, a tym samym zmniejszają się straty ciepła w gazach gardzielowych, bieg pieca przyspiesza się, jednak dla zachowania należytej jakości surówki, koniecznym jest wynagrodzić straty ciepła przez wyższy nagrzew dmuchu. Reasumując ustalamy że osuszanie dmuchu jest naogół korzystne, a korzyści te są tym większe im:

1) wyższą jest wilgoć powietrza w danej miejscowości,

2) większe i częstsze są zmiany w stopniu wilgoci powietrza,

3) niższe są piece,

4) niższym jest nagrzew dmuchu,

5) wyższa jest temperatura gardzieli.

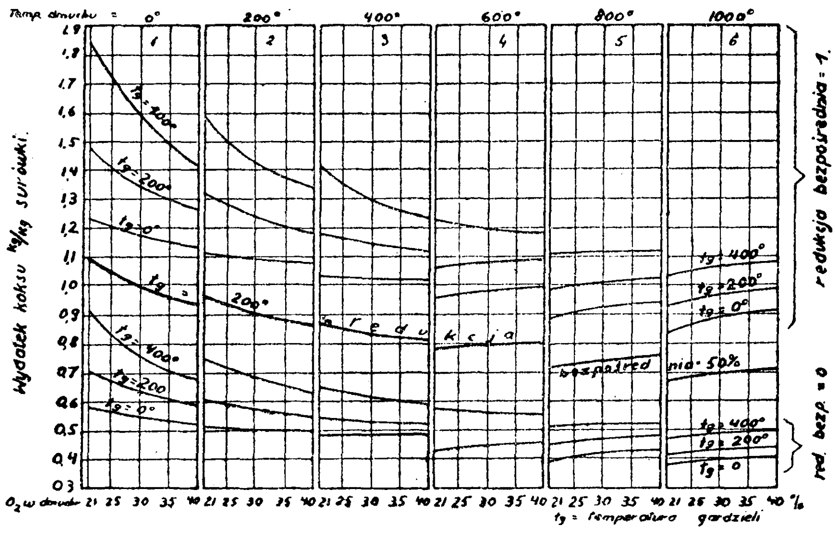
III. Nawilżanie dmuchu.

Istnienie tak złych jak i dobrych stron wilgoci dmuchu, doprowadziło niektórych metalurgów do podejrzeń, czy czasem nie przeważają te dobre strony, a wtedy należałoby je wzmocnić przez sztuczne nawilżanie dmuchu, wdmuchując doń przegrzaną parę wodną (podobnie jak to się robi w czadnicach). Ponieważ obliczeniem nietrudno znaleźć, że na wyrównanie strat cieplnych w piecu, spowodowanych wilgocią, na każdy 1% wilgoci w dmuchu, należy temperaturę ostatniego podnieść o 74°,natomiast niema sposobu obliczenia wszystkich innych czynników, zależnych od zbyt różnorodnych warunków róż-

Z podanych cyfr wynika, że dość znaczny wzrost produkcji, przy nieznacznej oszczędności na koksie, został osiągnięty kosztem bardzo dużej nadwyżki temperatury dmuchu i kosztem wyprodukowania przegrzanej pary w ilości 70 t/24 h. Sprawa kalkulacyjnego usprawiedliwienia tego zabiegu może być roztrzygnięta tylko dla każdego wypadku z osobna. Obliczenia cieplne wykazują deficyt, co potwierdzają i inne analogiczne próby, które wykazały oszczędność na koksie poniżej 1%. Nic więc dziwnego, że nawilżanie dmuchu jako stały środek produkcyjny nigdzie zastosowania nie znalazło, tymbardziej, że wyzwalany H_2, rozpuszczając się w spływających kroplach surówki, znacznie obniża jej jakość. Tym niemniej próby zastosowania nawilżonego dmuchu dały pozytywną korzyść, wskazując na to, że para wodna w dmuchu, analogicznie, lecz silniej niż zimny dmuch, jest skutecznym środkiem leczniczym, stosowanym chwilowo w wypadkach, gdy piec został „przegrzany", gdy profil pieca, lub jakość materiałów wsadowych, nie dopuszczają dostatecznie nagrzanego dmuchu, a wywołują oporny bieg pieca i zawieszanie się wsadu. W tych wypadkach krótkotrwałe zastosowanie pary wodnej skutecznie doprowadzą bieg pieca do stanu normalnego. Stałe nawilzanie dmuchu parą wodną na ogół jest niekorzystne, natomiast jest ono bardzo skutecznym — chwilowo stosowanym — „lekarstwem" przeciw pewnym zaburzeniom w biegu pieca.

IV. Natlenianie dmuchu.

W ostatnich kilkunastu latach, podjęto również pracę nad ulepszaniem dmuchu drogą powiększania w nim ilości tlenu. Zjawiska zachodzące w piecu przy wzbogaconym temperaturze gardzieli, osiągniemy korzyści, natomiast na piecu pracującym z wysoko nagrzanym dmuchem i niską temperaturą gardzieli, korzyści natleniania są wątpliwe, lub ujemne.



Wykres 2.

Zależność wydatku koksu od zawartości O_2 w dmuchu przy różnych temp. dmuchu i gardzieli i różnym stopniu redukcji bezpośredniej

w tlen dmuchu są zupełnie inne niż te, które osiągnięto przy osuszaniu. Zauważyć należy że wzbogacenie dmuchu w tlen jest równoznaczne ze zmniejszeniem w nim azotu. Spalanie koksu takim dmuchem odbywa się szybciej, zajmując mniej przestrzeni, temperatura spalania jest wyższą, gdyż mniejsza ilość gażów ciepło unosi. Mniejsza ilość gazowych produktów spalania szybciej traci swe ciepło i rychlej spełniają się zachodzące w tych gazach chemiczne przemiany. Lecz zmniejszenie ilości gazów ma strony ujemne. Azot wdmuchiwany do pieca w dmuchu o temperaturze np. 600° opuszcza piec w gazach o temperaturze np. 200°, pozostawiając pokaźne ilości ciepła w piecu. Zmniejszenie ilości azotu — zmniejsza też tę korzystną dla pieca ilość ciepła.

Wzrost temperatury spalania wywołany natlenieniem dmuchu podsuwa myśl, że przy dostatecznym dodatku tlenu można zrezygnować z nagrzania dmuchu, lecz pamiętać należy, że nagrzew dmuchu pokrywa około 18% zapotrzebowania ciepła w piecu. Pozbawiając piec tego dochodu w bilansie ciepła, musielibyśmy wynagrodzić go większą ilością spalonego koksu, co jawnie prowadziłoby do poważnych strat materialnych.

Z powyższego wynika, że stosując natlenianie na piecu pracującym z zimnym lub słabo nagrzanym dmuchem, przy wysokiej

Ramm ujął wyniki swych teoretycznych obliczeń w wykres, (Nr 2) składający się z 6-ciu oddzielnych wykresów skonstruowanych w ten sposób, że na osi poziomej, naniesiony jest stopień natlenienia dmuchu w %, na pionowej wydatek koksu w t na t surówki. Trzy krzywe w górze każdego wykresu odpowiadają różnym temperaturom gardzieli tg = 0°,200° i 400° przy założeniu, że cała redukcja odbywa się w drodze bezpośredniej. Trzy krzywe w dole wykresy odpowiadają również tg = 0°,200° i 400°, przy całkowitej redukcji w drodze pośredniej. Krzywe odpowiadające innemu pośredniemu przebiegowi redukcji, znaleźć można przez interpolację, dla przykładu podano krzywą odpowiadającą temperaturze gardzieli 200° i redukcji bezpośredniej 50%.

Z zespołu wykresów widać wyraźnie jak spada wydatek koksu wraz z podniesieniem temperatury dmuchu (od 0 do 1000°), a z każdego poszczególnego, jak zmniejsza się wydatek koksu w zależności od stopnia natleniania dmuchu. Jak należało oczekiwać przy zimnym dmuchu (td = 0°) i wysokiej temperaturze gardzieli (tg = 400°) oszczędność na koksie skutkiem natleniania jest największą (wykres 1), natomiast przy tp = 1000 i tg = 0 (wykres 6) **wraz ze wzrostem natleniania, wydatek koksu wzrasta.**

Na podstawie wykresu Ramm'a można wy-

wnioskować, że przy przeciętnej tg = 200° przełomową jest temeratura dmuchu td = = 500°, poniżej tej temperatury są korzyści, powyżej — korzyści brak, a dalej zaczynają się straty.

Jako wniosek z zasady Okermanna, potwierdzony również praktycznymi próbami, należy podkreślić, że natlenianie daje korzyści przy wysokim wydatku koksu (np. praca na surówkę zwierciadlistą, ferrokrzem,ferromangan) szczególniej wtedy, gdy nie rozporządzamy dostatecznie wysoką temperaturą dmuchu, natomiast przy pracy na zimną surówkę korzyści od natleniania nikną, a nawet zmieniają się w straty.

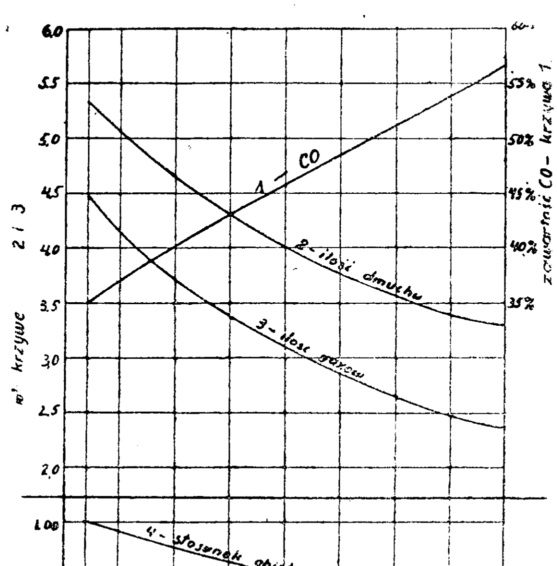
Wykres Nr 3 (Pawłow) ilościowo wykazuje wzrost koncentracji CO w gazach przy wylocie dysz (krzywa I), oraz spadek ilości dmuchu (krzywa II)i gazów (krzywa III), jak również stosunek objętości gazów do objętości dmuchu (krzywa IV). Korzyści wynikające z koncentracji CO, niweczy się zmniejszeniem objętości gazów, co sprawia, że piec nie pracuje równomiernie całym przekrojem, i gazy (małe ciśnienie) płyną pewnymi tylko drogami — drogami najmniejszego oporu. Sparaliżować to zgubne zjawisko możnaby tylko drogą wzmożenia intensywności pracy pieca przez powiększanie ilości dmuchu, lecz jak daleko dałoby się to posunąć, może wykazać tylko praktyka, a miarodajnych prób w tym kierunku dotychczas nie dokonano.

Wyczerpujące dane natlenianiu dmuchu zebrał Lennings na próbnym małym piecu w Gutehofnungshütte. Piec miał wysokość pożyteczną 14 m, objętość 50 m³, ∅ garu 2,4 m, gardziel ∅ 1,6 m, 6 dysz. Próby były prowadzone z wytopem ferromanganu, przy natlenianiu do 30%, oraz z wytopem surówki odlewniczej i thomasowskiej przy natlenianiu do 26%.

Wsad wskazuje tabela 6.

Tabela 6.

		przy $O_2 = 21\%$	$O_2 = 26\%$
Surówka thomasowska	aglomerat fosforowy	80,6	48,8
	magnetyt szwedzki	19,4	51,2
Surówka odlewnicza	hiszpańska ruda „rubio”	38,5	42,8
	magnetyt Luossawara	61,5	57,2
		przy $O_2 = 21\%$	$O_2 = 30\%$
Ferromangan	ruda manganowa kaukaska	84,3	79,2
	ruda manganowa sinajska	15,7	20,8



Wykres 3.

Zależność zawartości CO, ilości dmuchu i gazów od zawartości O_2 w dmuchu.

Otrzymane rezultaty są zebrane w tabeli 7.

Największą oszczędność koksu (400 kg/t) otrzymano przy wytopie ferromanganu, lecz Lennings zaznacza, że ta oszczędność jest nieosiągalna na piecu normalnej wielkości i przy temperaturze dmuchu td około 900° i wydatku koksu 1,6 tj przy dobrych warunkach pracy pieca. Próby Lennings'a, skierowane do dalszego podwyższania natleniania, prowadziły do ujemnych rezultatów.

Profesor Pawłow ujął dane Lennigs'a w porównawczym bilansie cieplnym,który podaje w tabeli 8.

Z bilansu widzimy że:

1) zysk na cieple gazów jest stale większy, niż strata pochodząca od zmniejszenia ilości dmuchu. Najniższa różnica przypada na ferromangan. Jest to najkorzystniejszy przypadek wzbogacania dmuchu,

2) nieodpowiednio małe straty przy surówce thomasowskiej wskazują na nieścisłości danych Lennings'a w tym zakresie i nieodpowiedni stosunek do przychodu ciepła od spalania C,

Tabela 7.

Gatunek surówki:	Thomasowska:		Odlewnicza:		Ferromangan:	
Zawartość tlenu w dmuchu %	21	26	21	26	21	30
Wydatek koksu kg/kg	0,991	0,859	1,055	0,889	2,190	1,749
Wydatek C kg/kg	0,897	0,777	0,952	0,805	1,982	1,583
Wydatek C karbonatow kg/kg	0,0167	0,0264	0,0225	0,0453	0,0647	0,0559
Spalanie C na CO_2 kg/kg	0,0997	0,1102	0,1322	0,1409	0,2344	0,2235
Spalanie C na CO kg/kg	0,7654	0,6358	0,7770	0,6212	1,6782	1,2913
W gazach: CO_2	5,1	8,0	6,6	11,0	5,7	9,0
CO	33,8	38,7	32,9	36,7	32,0	41,6
CH_4	0,05	0,05	0,05	0,05	0,05	0,05
O_2	0,08	0,20	0,05	0,10	0,08	0,00
H_2	1,8	1,5	1,4	1,62	2,6	1,9
N_2	59,17	51,55	59,0	50,53	59,57	47,45
Ilość gazów m^3/kg	4,23	3,086	4,388	3,153	9,788	5,792
Temperatura gazów C°	432	262	361	205	635	418
Temperatura dmuchu C°	797	781	742	726	750	712
Ilość dmuchu m^3/t	3,167	2,160	3,282	2,158	7,380	3,932
W żużlu: SiO_2	32,2	29,7	29,0	33,4	26,6	27,1
Al_2O_3	13,1	12,2	14,3	8,5	11,1	9,42
Ca O	41,2	44,4	45,0	50,0	37,5	42,0
Mg O	4,63	5,40	4,80	3,10	1,01	1,54
Mn O	2,96	2,01	0,72	0,46	18,2	13,70
Fe O	—	1,57	1,54	1,41	0,65	0,52
S	—	—	2,71	1,82	1,02	1,10
Ilość żużla	0,709	0,625	0,474	0,458	0,925	0,746
W surówce: C	3,08	3,02	4,16	4,21	6,68	6,67
Si	0,68	0,72	1,90	2,10	0,51	0,51
Mn	2,07	1,29	1,30	0,86	79,30	79,40
P	2,19	2,11	—	—	0,32	0,28
S	0,10	0,09	0,02	0,01	0,01	0,02
Fe	91,88	92,77	92,62	92,82	13,18	13,20
Temperatura surówki C°	1426	1427	1375	1365	1480	1475
Ilość surówki t/24 h	63,8	71,4	42,1	52,6	17,1	19,5
Redukcja bezpośredn. %	61,7	56,5	55,8	53,3	52,2	52,6
Spalanie C przy dyszach %	82,4	81,6	86,3	80,0	87,1	83,7
Oszczędność C kg	—	13,3	—	15,5	—	20,2
Powiększenie produkcji %	—	11,9	—	25,0	—	14,0

3) przy ferromanganie — odwrotnie — straty są nienormalnie wielkie, co pochodzi z tego, że skład gazu nie odpowiada wydatkowi C,

4) spalanie węgla przy surówce thomasowskiej

przy $O_2 = 21$ wynosi 38%

a przy $O_2 = 26\%$ — 40,9%

natomiast przy odlewniczej, a więc i większym zużyciu C, odpowiednio 40,6% i 43,8% co nie jest możliwe.

Po poprawieniu tych omyłek okazało by się, że wzbogacanie przy surówce thomasowskiej jest wiele mniej korzystne niż wykazuje Lennings.

Reasumując dotychczasowe doświadczenia i rozważania teoretyczne można jedynie powiedzieć, że natlenianie dmuchu, a szczególniej wyższych stopni, nie wyszło jeszcze z okresu prób laboratoryjnych i półprzemysłowych. Zastosowanie na skalę przemysłową w nowoczesnych dużych piecach rokuje jedynie powodzenie przy wytopie ferrosto-

pów, ewentualnie bardzo gorących surówek odlewniczych, przy surówkach zimniejszych korzyści są małe i te prawdopodobnie zniwelują się kalkulacyjnie wysokim naogół kosztem fabrykacji tlenu.

wność czynników dmuchowych jest koniecznym warunkiem do szybkiego i skutecznego likwidowania ewentualnych zaburzeń w biegu pieca. Naprzykład, stosując stale osuszanie dmuchu, korzystnie jest mieć urządze-

Tabela 8.

Surówka	Thomasowska:		Odlewnicza		Ferromangan	
Zawartość tlenu: %	21	26	21	26	21	30
Przychód ciepła:						
Spalanie C w CO_2 kal.	811	897	1076	1147	1907	1818
Spalanie C w CO kal.	1911	1587	1940	1550	4190	3224
Dmuch wnosi kal.	836	569	801	513	1823	915
Żużlowanie kal.	78	77	59	64	93	85
Razem	3636	3130	3876	3274	8013	6042
Rozchód ciepła:						
Redukcja	1762	1762	1696	1693	2156	2150
Odparowanie wilgoci	42	42	60	71	143	143
Rozkład karbonatów	213	210	161	156	236	240
Ciepło w surówce	292	292	300	302	301	300
Ciepło w żużlu	307	270	195	190	420	337
Ciepło w gazach	611	265	524	225	2124	2023
Chłodzenie wodne i straty:	409	284	940	637	2633	849
Razem	3636	3130	3876	3274	8013	6042

Zakończenie:

Wiekszość zebranych w niniejszym artykule danych została zaczerpnięta z publikacji znanych teoretyków i praktyków wielkopiecownictwa*), posiada więc ciężar gatunkowy, pozwalający na wyprowadzenie wniosków, które powinny być kierunkowskazem przy czekającej nas rozbudowie polskiego hutnictwa wielkopiecowego. Wnioski te są: danym warunkom, przy jakich piec pracuje, odpowiadają określone najkorzystniejsze parametry dmuchu; niezmienność, stałość tych parametrów jest pierwszym warunkiem ekonomicznej pracy pieca. Drugim warunkiem jest nastawność parametrów dmuchu, która da możność szybkiego przystosowania dmuchu do zmiany warunków pracy pieca. Niezmienność jest nawet ważniejszą, niż w pewnych granicach absolutna wielkość danego czynnika. Korzystniej jest mieć naprzykład temperaturę dmuchu nawet nieco niższą niż optimalna, — niż mieć ją o wyższej średniej, lecz w szerokich granicach zmienną. Nastanie do czasowego wprowadzania pary wodnej do dmuchu, powiedzmy dla likwidacji uporczywego zawieszania się wsadu, przez krótkotrwałe podwyższenie zawartości wilgoci dmuchu. Łącznie z tym nowe wielkie piece powinny być zaopatrzone:

1) w nagrzewnice typu rekuperatywnego, gdyż te dają o wiele równiejszą, dowolnie i szybko nastawną temperaturę dmuchu, niż jest to osiągalne przy cowperach,

2) w urządzenie do osuszania dmuchu, jako dające stałe oszczędności cieplne i zapewniające stałe nasilenie wilgoci,

3) w urządzenie do wprowadzania pary wodnej do dmuchu, jako środka doraźnie „leczniczego",

4) Należy przewidzieć możność wprowadzenia w przyszłości natleniania dmuchu w oczekiwaniu, że będą wypracowane metody korzystniejszego niż dotychczas zastosowania dodatku tlenu.

5) Należy na jednej z hut zainstalować próbny piec małych wymiarów (około 75 m^3 pojemności), który by posłużył do badań tak w dziedzinie dmuchu, jak i innych czynników, usprawniających pracę wielkich pieców.

*) Od Redakcji: Zainteresowanych odsyłamy do pracy Akademika M. A. Pawłowa „Metalurgia Czuguna" Tom II, wydawnictwo 1945 r. str. 419—450.

Dr Inż. Roman KRAJEWSKI

Możliwości znalezienia złoża Fluorytu na Dolnym Śląsku.

Fluoryt (CaF_2) jest minerałem o dość szerokim zastosowaniu w przemyśle. Przede wszystkim przemysł hutniczy i metalurgiczny wykorzystuje jego zdolność obniżania punktu topliwości rud i żużli, używając jako wysoko-wartościowego topnika. Przemysł szklarski poza dodawaniem go do szkła, by je uczynić łatwiej płynnym, stosuje go przy wyrabianiu szkieł specjalnych, a także przy produkcji szkła matowego, wykorzystując w tym wypadku wydzielanie się fluorowodoru przez zadanie fluorytu kwasem siarkowym. Przemysł ceramiczny używa go do wyrobu emalii, chemiczny — do produkcji fluorowodoru i związków fluorowych.

Według Minerals Yearbook r. 1937, zużycie to w Stanach Zjednoczonych wynosiło:

	1935	1936
	sh. t.	
przemysł metalurgiczny	108.400	144.900
przemysł ceramiczny i szklarski	16.100	17.400
przemysł chemiczny	12.900	20.100
Razem	137.400	182.400

Cena fluorytu na rynku amerykańskim przy bazie 85% CaF_2 i do 5% SiO_2 wynosiła 18—23 dol. za sh. t.

Zapotrzebowanie nasze w r. 1936 było pokryte importem z Niemiec w wysokości 4.138 t.

Głównymi producentami fluorytu były Stany Zjednoczone, Niemcy, Rosja, Anglia i Francja, według nasępującego zestawienia Minerals Yearbook 1937:

	1932	1933	1934	1935	1936
Stany Zjednoczone	22.907	66.161	77.823	112.255	159.873
Niemcy	?	?	70.045	98.414	?
Rosja	11.200	19.300	27.000	49.100	?
Anglia	15.675	28.508	34.765	31.646	?
Francja	15.200	15.050	14.100	?	?

Fluoryt jest typowym minerałem złóż żyłowych. Choć spotyka go się zarówno w złożach pneumatolitycznych i hydrotermalnych o wysokiej temperaturze, to jednakże występuje on tam na ogół w niewielkich ilościach jako minerał towarzyszący. Samodzielnie i masowo wypełnia żyły jako osad roztworów raczej niższej temperatury, o czym świadczy jego częsta parageneza z barytem. Fluoryt powstały w wyższych temperaturach jest przeważnie drobno-krystaliczny i ciemno-fioletowo zabarwiony (Berg 1929), powstały w niższych — jest grubo-ziarnisty i mniej intensywnie zabarwiony. Minerałami towarzyszącymi w żyłach fluorytowych są przede wszystkim kwarc, baryt, galena i chalkopiryt. Siarczki, zazwyczaj drobno rozsiane, robią wrażenie współczesnych fluorytowi. Baryt i fluoryt zastępują się wzajemnie, kwarc, wypierający często i fluoryt i baryt, bywa najmłodszy.

W Stanach Zjednoczonych i Anglii eksploatowano głównie żyły wśród wapieni karbonu, lub partie tych wapieni metasomatycznie zastępowane przez fluoryt. W Niemczech żyły fluorytu występują przeważnie wśród łupków krystalicznych i gnejsów.

Ze względu na analogię z naszymi wystąpieniami na Śląsku Dolnym, interesujące są fluorytowo-barytowe żyły Lasu Turyngskiego, występujące w szczelinach na brzegach tego paleozoicznego grzbietu górskiego (n. p. Herges Voigtei). Wiek ich jest pokarboński, gdyż niektóre z nich tną warstwy czerwonego spągowca (perm). Żyły Lasu Turyngskiego nieraz w górnej części wyłącznie barytowe, przechodzą ku dołowi w fluoryt. Sprawia to wrażenie pierwotnego zróżnicowania wypełnień żylnych zależnie od głębokości. Przekrój jednej z żył w granicie z kopalni w Michelberg obok Herges, według Bärtlinga (1911) podaje rys. 1.

Występowanie fluorytu na złożach Śląska Dolnego w formie minerału towarzyszącego jest zjawiskiem dość częstym (Rys. 2.). Na szeregu złóż, powstał on w warunkach wysokiej temperatury, o czym świadczą zespoły paragenetyczne minerałów z tych złóż. Tu należy zaliczyć występowanie fluorytu na Krzyżatce, w Podgórzu w Riesengrund, Miedzianej Górze i Złotymstoku. Z tymi złoża-

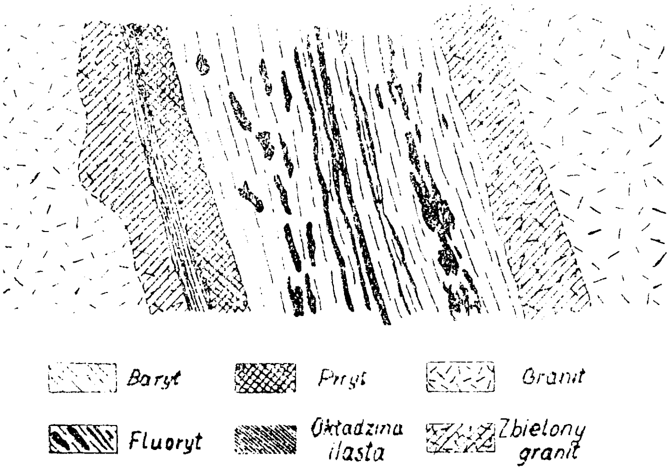
mi nie należy wiązać nadziei na spotkanie fluorytu w większej ilości.

Natomiast parageneza fluorytu z rudami ołowiu, cynku i z barytem na złożach:

a) w Wolmsdorf w rejonie Kłodzka, oraz

b) w Breattenhain, Dittmansdorf, Jabłoni (Gaablau) i w Bożej Górze w rejonie Wałbrzycha,

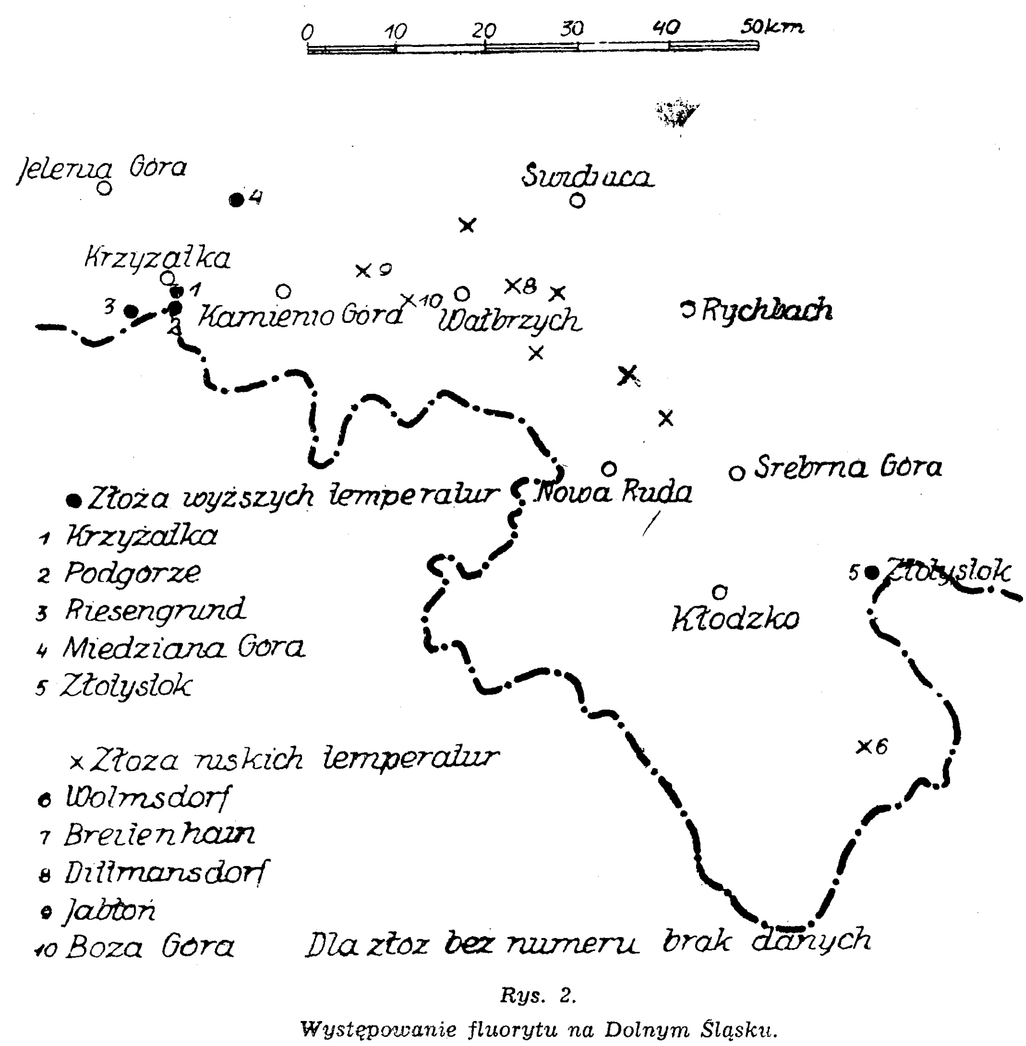
świadcząca o analogicznych warunkach powstawania tych złóż do szeregu złóż światowych, a zwłaszcza przypominająca bardzo złoża Lasu Turyngskiego uzasadnia możliwość napotkania na nich lub w ich sąsiedztwie fluorytu w ilościach o przemysłowym znaczeniu.



Rys. 1.
Przekrój żyły barytowo-fluorytowej kop. Michelsberg („Bärtling-Tietze: Die nutzbaren Mineralien")

Na specjalną uwagę zasługuje przy tym złoże barytu w Bożej Górze, jako jedyne, będące w eksploatacji z pośród wymienionych powyżej.

Kopalnia barytu w Bożej Górze leży na NW od tej miejscowości, u stóp wzgórz Hüttenberg, które zbudowane z porfiru wchodzą w skład dużego lakkolitu porfirowego. Eksploatacji podlegają stromo stojące żyły barytowe, przecinające południowo-zachodni skraj lakkolitu na długości do 1,5 km. Przedłużenie strefy żył ku NW i SE w utwory karbonu produktywnego nie jest zmineralizowane, jednakże, im dalej ku NW



Rys. 2.
Występowanie fluorytu na Dolnym Śląsku.

w utworach kulmu w Jabłoni (Gaablau), żyły barytowe są znowu znane. Wreszcie we wschodniej części lakkolitu porfirowego, na Winklerberg, istnieje nieeksploatowana żyła barytu o biegu E—W.

Odbudowa barytu w Bożej Górze objęła w północno-zachodniej części złoża (Hüttenberg) jedną żyłę „Gottlob", w południowo-wschodniej, na Plautzenberg, — 3 żyły: „Gottlob", „Silberblick" i „Barbara". Miąższość żył waha się od 1—3 m. Głębokość odbudowy sięga ca 100 m od powierzchni, a 60 m od poziomu głównej sztolni. Po biegu roboty podziemne rozciągają się na długości 1 km.

Mineralizacja jest dość złożona. Jako najstarszą formację wyróżnia się brekcję porfirową, wybieloną i spirytyzowaną. Do tego dołącza się okwarcowanie z wpryskami galeny, tetraedrytu i blendy. Wreszcie wyróżnia się starszą formację barytu szarego i młodszą, ilościowo dominującą formację barytu białego bez siarczków, a natomiast częściowo przerosłą kwarcem i fluorytem. Ten ostatni występował na poziomie głównej sztolni (+558 m. n. p.) w nieznacznych ilościach, tak, że urobek zawierał zaledwo 2—5% CaF_2. Jednakże w głąb, zwłaszcza w części NW złoża (Hüttenberg) ilość fluorytu wzrastała do 10%, a nawet do 30 i 60%. Z tej przyczyny tę partię złoża przestano eksploatować (Eisentraut, 1936). Seidl (1934, str. 12) podaje, że fluoryt pojawia się przede wszystkim na koszt kwarcu i uważa, że nie można z tego wnioskować o pierwotnym zasięgu w głąb jedynie do poziomu 6-tego. Przypuszcza, że zaniechanie eksploatacji następowało raczej z przyczyny ścienienia żył do 0,7 m.

Między mineralizacją na Bożej Górze, a przytoczonym profilem z Lasu Turyngskiego istnieje daleko idąca analogia. Pirytyzacja, parageneza z galeną i blendą, zastępowanie barytu przez fluoryt przy posuwaniu w głąb, ma miejsce w obu wypadkach. Również wiek złóż zdaje się być ten sam — pokarboński. Różnice są jedynie w skali złóż.

Jest oczywiste, że z zasobnymi i grubymi żyłami złóż niemieckich mogły drobne złoża śląskie konkurować tylko przy wysokiej czystości minerału, zwłaszcza, że nie posiadały żadnych urządzeń do wzbogacania i sortowanie odbywało się ręcznie. Należy przypuszczać, że wybierano partie barytu najbardziej czyste, fluoryt zaś musiał być traktowany jako źle widziane zanieczyszczenie, a nawet w większych skupieniach — jako nierentowny.

W obecnych warunkach jest dla nas rzeczą ważną, czy jednakże te ilości fluorytu nie mogłyby pokrywać naszego zapotrzebowania. Problem ten jest do zbadania, i to właśnie na Bożej Górze — przez odwodnienie VI poziomu i ewentualne rozprowadzenie na nim i poniżej niego robót górniczych w celu zbadania warunków występowania lfuorytu. Wyniki, uzyskane na tym złożu będzie można w pewnej mierze uogólnić i na pokrewne złoża rejonu wałbrzychskiego i kłodzkiego.

Streszczenie. Fluoryt na Dolnym Śląsku występuje jako minerał towarzyszący w złożach wysoko- i niskotermalnych. Te ostatnie charakteryzują się paragenezą z barytem oraz z galeną i blendą. Istnieje duża analogia i pokrewieństwo między nimi, a znanymi złożami fluorytowo-barytowymi Niemiec środkowych — zwłaszcza Lasu Turyngskiego. Z pośród złóż śląskich na szczególną uwagę zasługuje Boża Góra. W głębszych partiach złoża napotkano tu przy okazji eksploatacji barytu także znaczniejsze niż na innych złożach śląskich skupienia fluorytu. Wyjaśnienie warunków występowania fluorytu na tym złożu może doprowadzić do odkrycia fluorytu w ilościach o przemysłowym znaczeniu, a poza tym da wskazania co do analogicznych złóż w okolicy Wałbrzycha i Kłodzka.

Literatura.

Berg G. — Vorkommen und Geochemie der mineralischen Rohstoffe. Leipzig, 1929.

Dammer und Tietze — Die nutzbaren Mineralien. Stuttgart, 1911.

Eisentraut O. — Schlesien, Bodenschätze und Industrie, rodz. „Schlesiens Erzwirtschaft". Breslau, 1936.

— Minerals Yearbook. Washington, 1937.

Seidl K. — Das Schwerspatvorkommen von Gottesberg in Schlesien. Zeitschrift f. pr. Geol. 1934, Heft 1.

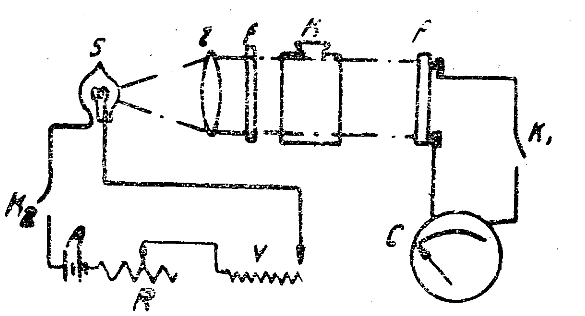
Mag. S. SZCZAWIŃSKI
Kier. Lab. P. Z. Inż. w Ursusie.

Metalurgiczne analizy metodami kolorymetrycznymi przy użyciu foto-elektrycznego absorbcjomierza.

Dwie monografie „The Use of the Spekker Photo-Elektric Absorptiometer" (1941) „Further Avances in the use of the Spekker Photo-Elektric Absorptiometer in metallurgical Analysis" (1942) napisane przez E. J. Vaughan'a i opublikowane w The Institute of Chemistry, jak również później wydana książka „Metallurgical Analysis by means of the Spekker Absorptiometer" napisana przez F. W. Haywood'a i A. A. K. Wood'a i wydana przez Adam'a Hilger'a, Ltd, wprowadzają szereg nowych metod bardzo prostych i dokładnych do analizy stali, żeliwa, stopów aluminiowych et c. W Anglii metodą tą określane są: krzem, fosfor, molibden w stalach, w Z. S. R. R. norma „GOST 2331—43 stali i czuguny (nielegirowannyje). Metody chimiczeskago analiza" przyjęła metodę fotokolorymetryczną do określenia fosforu.

Ogólne wskazówki o technice wykonania fotokolorymetrycznej analizy

Na rysunku podany jest schemat instalacji. Światło żarówki S, wzmocnione kondensorem 1, przechodzi przez filtr kolorowy f, naczynie z badaną cieczą k i pada na selenowy fotoelement F, połączony przez wyłącznik K_1 z galwanometrem C. Jako źródło światła



Schemat instalacji fotokolorymetrycznej analizy

służy żarówka typu samochodowego na 6—12 Volt, którą zasila bateria akumulatorów A. Dla utrzymania stałego natężenia światła, co ma zasadnicze znaczenie dla dokładnej pracy instalacji, w obwód żarzenia są włączone dwa oporniki, jeden dla grubszej - R, drugi dla dokładniejszej regulacji - V.

Przy akumulatorach o pojemności 80 Ah., stałe natężenie światła żarówki zachowuje się w ciągu kilku godzin. Dla różnych kolorów badanych cieczy dostosowane są odpowiednie filtry świetlne. Komplet naczyń wykonany jest o różnym odstępie między bocznymi ścianami, w celu otrzymania grubości badanej cieczy = 10, 15, 20, 30, 40 mm, co pozwala mierzyć barwy o różnej intensywności. Do mierzenie intensywności światła służy selenowy fotoelement o czułości 350—400 uA/lum. W charakterze zaś aparatu pomiarowego służy galwanometr o skali do 100 podziałek i wewnętrznym oporze w granicach od 750 do 2000 ohmów.

Po włączeniu żarówki regulując opornikami siłę światła, ustawiamy wskazówkę galwanometru na maksymalną podziałkę (100). Napełniamy naczynie wodą i notujemy pozycję wskazówki galwanometru po zaabsorbowaniu światła wodą. Odczytaną wielkość oznaczamy $J^{\beta}H_2O$. Następnie, po wylaniu wody, napełniamy naczynie badanym roztworem i notujemy pozycje wskazówki galwanometru po zaabsorbowaniu światła badaną cieczą i daną wielkoś oznaczamy przez $J\alpha$.

Obliczenie spółczynnika pochłaniania α dla badanego roztworu wykonujemy na podstawie następującego wzoru:

$$\alpha = \lg J^{\beta} H_2O - \lg J\alpha$$

gdzie: α — spółczynnik pochłaniania światła badanym roztworem
$J^{\beta}H_2O$ wskazanie galwanometru przy pochłanianiu światła wodą
$J\alpha$ wskazanie galwanometru przy pochłanianiu światła badaną cieczą.

Określiwszy spółczynnik pochłaniania badanej cieczy αx i spółczynnik standartowego roztworu α st, poszukiwaną koncentrację (% zaw. określanego składnika) Cx otrzymujemy z następującego wzoru:

$$Cx = \frac{\alpha x \cdot Cst}{\alpha\, st}$$

gdzie Cst jest koncentracją (% zaw. określanego składnika) standartu.

Przykłady fotokolorymetrycznej analizy.

Określenie krzemu w stali i żeliwie. Zasada metody polega na tym, że krzemionka, znajdująca się w roztworze kwasu siarkowego o małym stężeniu, tworzy z molibdenianem amonu złożony związek krzemowo-molibdenowy (silico-molibdat complet), który przy zwiększeniu kwasowości do 2 N tworzy „błękit molibenowy" (molibdenum-blue) gdy jest zredukowany chlorkiem cynawym. Na barwę nie wywiera wpływu zawartość P, As, V w ilościach do 0,2%. Stal jest utleniana i węgliki wprowadzane do roztworu przez działania nadmanganianem potasu, którego nadmiar jest rozpuszczany kwasem siarkowym lub siarczynem sodu.

Określenie fosforu w stali i żeliwie wg normy sowieckiej GOST 2331 - 43

Naważkę 0,5 lub 1,0 gr, w zależności od zawartości fosforu, w zlewce o poj. 250 cm^3 rozpuszczamy w 20 cm^3 kwasu azotowego (1:1) (przy żeliwie w osadzie pozostają grafit i SiO_2). Następnie dodajemy 5 cm^3 roztworu nadmanganianu potasowego, o konc. wg OST 4783[1]), i gotujemy do wytrącenia brunatnego osadu (MnO_2). Do gorącego roztworu dodajemy stopniowo około 2 cm^3 20%-ego roztworu siarczynu sodowego dla rozpuszczenia osadu MnO_2. Przeźroczysty roztwór przelewamy do kolby miarowej o poj. 100 cm^3, ochładzamy, dopełniamy wodą do kreski i dokładnie mieszamy.

Odpipetujemy 10 cm^3 roztworu do kolby stożkowej o poj. 100 cm^3, dolewamy 10 cm^3 wody i roztworu amoniaku (1:1) do powstania nieznikającego zmętnienia od wodorotlenku żelazowego, który rozpuszczamy w kwasie solnym (1 : 3) dolewając go ostrożnie kroplami. Po rozpuszczeniu zmetnienia dolewamy jeszcze 2 cm^3 kwasu solnego i 6 cm^3 roztworu siarczynu sodowego i gotujemy w ciągu 1 minuty w celu zredukowania żelaza i zniknięcia barwy czerwonawej roztworu.

Kolbę szybko oziębiamy dolewamy 6 cm^3 kwasu solnego i kroplami 4 cm^3 roztworu molibdenianu amonu (50 gr w 1 l. wody). Zabarwiony na niebieski kolor roztwór przelewamy do kolby normalnej o poj. 50 cm^3, dopełniamy do kreski wodą i dokładnie mieszamy. Roztwór ten służy do fotokolorymetrowania.

[1]) koncentracja ta nie jest podana w normie.

Określenie molibdenu wg Vaughan'a polega na odkryciu że molibden z siarkocyjanianem tworzy związek o barwie ambry.

Fe, Cu, Cr i inne składniki znajdujące się w stali nie wpływają na barwę, gdy roztwór jest zredukowany chlorkiem cynawym. Procedura analizy jest następująca: rozpuścić stal albo żeliwo w kwasie i utlenić przez dodanie 0,5 gr $NaNO_3$. Doprowadzić do stałej obiętości i odfiltrować grafit, o ile jest obecny i odebrać pipetą określaną część roztworu. Wytworzyć FeMo — siarkocyjanian przez działanie kwasu siarkowego, chlorku cynowego i 0,5 gr NaCNS. Ustabilizować barwę w ciągu 15 minut. Zabarwiony roztwór rozcieńczyć do stałej obiętości i użyć do fotokolorymetrowania.

Sadzę, że przytoczone przykłady wystarczą do zainteresowania naszych chemików hutniczych tą nowoczesną metodą analizowania, już obecnie szeroko stosowaną w laboratoriach metalurgicznych zagranicą.

Zawiadomienie

Prezydium N. O. T. zawiadamia, że Sekretariat Generalny N. O. T. przeniesiony został w Warszawie na ul. Lwowską 17 m. 3 (I piętro), tel. 8-52-74.

Sprostowanie do artykułu inż. W. Sznuka w zeszycie Nr 6 Hutnika 1946 r.

Na stronie 335 do tabeli 1 wkradła się omyłka. W obliczeniu popiołu we wsadzie omyłkowo podano cyfry odpowiadające 1% zamiast 10% koksu. Omyłka ta w wyniku spowodowała niższą ilość żużla i wyższą jego zasadowość, nie ma natomiast wpływu na inne obliczenia zawarte w artykule i jego treść.

Dr. Brunon NOWAKOWSKI
Prof. Uniwersytetu Jagiellońskiego

Lekarz Zakładowy *

I. Znaczenie lekarzy zakładowych dla przemysłu i dla medycyny.

Instytucja lekarzy zakładowych czy fabrycznych jest obecnie w Polsce uznana oficjalnie. Jest to fakt ze wszech miar godny uznania, a jednak łączy się z nim niebezpieczeństwo szablonowego traktowania tej instytucji zarówno przez lekarzy, jak przez administrację fabryczną, co tak młodej jeszcze roślince mogłoby poważnie zaszkodzić. Dlatego wpierw pragnę przypomnieć powstanie i rozwój instytucji lekarzy fabrycznych — tym bardziej, że powinno to ułatwić wytknięcie marszruty w przyszłość.

Jeżeli chodzi o tło, to dla mnie zawsze najbardziej istotnym był fakt, że powstanie przemysłu fabrycznego zamknęło lekarzom dostęp do obserwacji warsztatu pracy i pracowników podczas pracy. Uprzednio, w okresie przewagi rzemiosła, lekarz odwiedzając chorego rzemieślnika w mieszkaniu, mógł zapoznać się z istotą i warunkami jego pracy zawodowej, gdyż odbywała się ona przy mieszkaniu. Toteż lekarze XVII i XVIII wieku żywo interesowali się chorobami zawodowymi i starali się znaleźć na nie środki zaradcze.

Rozdzielenie miejsca zamieszkania i miejsca pracy, cechujące epokę przemysłu fabrycznego, przy czym miejsce pracy jako prywatna własność przemysłowca było w zasadzie lekarzom niedostępne, pozostawiło lekarzom XIX wieku jedynie możność obserwowania już dokonanych skutków patologicznych pracy bez rozpatrzenia przyczyn i warunków ich powstania. Toteż, wyjąwszy kilku specjalistów, czynnik pracy w świadomości ogółu lekarskiego stanowił niejako białą plamę — ten czynnik, który poza czynnikiem dziedziczności w swych skutkach pośrednich i bezpośrednich, odgrywa największą rolę w kształtowaniu osobowości fizycznej i duchowej. A że przyroda nie znosi pustki, miejsce znajomości rzeczy zajęły wierzenia i uprzedzenia środowiska społecznego, z którego dany lekarz pochodzi lub do którego się zalicza.

Ważniejsze były ujemne skutki społeczno-gospodarcze i zdrowotne: ze strony przemysłu — rabunkowa gospodarka siłą roboczą społeczeństwa, żywiąca się — do czasu — wysoką rozrodczością proletariatu; ze strony społeczeństwa — ograniczenie się do czynności głównie reparacyjnych: w postaci lecznictwa ubezpieczeniowego w sferze zdrowia, w postaci rent i zasiłków w sferze gospodarczej. Nie mogło się należycie rozwinąć zapobiegawstwo, finansowo tańsze, a o wiele dodatniejsze pod względem zdrowotnym i społecznym, gdyż zmniejszające liczebność inwalidów pracy i pozwalające na wzrost wydajności czynnych pracowników bez uszczerbku dla ich zdrowia.

Zaprowadziło by nas za daleko, gdybym chciał tu nakreślić mozolną drogę, na której wreszcie doszliśmy do stanu obecnego, kiedy lekarze, włączeni w aparat wytwórczy, mając równocześnie w polu widzenia pracującego i środowisko pracy, mogą pogłębić nasze wiadomości z patologii pracy i na tej podstawie szukać skutecznych sposobów uzdrowotnienia produkcji. Warto jednak podkreślić przemożny wpływ momentu finansowego zainteresowania przedsiębiorstwa w możliwie wysokim stanie zdrowia załogi, gdyż on w dużym stopniu wytyczył zakres działania nowoczesnego lekarza fabrycznego.

Do pierwszej wojny światowej główny akcent położony był na słusznym odszkodowaniu robotnika za poniesione straty na zdrowiu i zdolności do zarobkowania. Naturalnie sfery przemysłowe zajęły postawę obronną, która zmierzała do zwężenia zagadnienia do szkód niewątpliwie zawodowego pochodzenia a tym samym do zwężenia pola działania tych nielicznych lekarzy — lekarzy fabrycznych dawnego typu, lekarzy inspekcji pracy, — którzy mieli dostęp do zakładów pracy. Zwłaszcza interesuje nas tu ówczesny lekarz fabryczny. Miał on raczej negatywne zadanie niedopuszczenia do pracy osobników przedstawiających większe ryzyko chorobowe lub wypadkowe. Poza tym udzielał on pierwszej pomocy ofiarom wypadków nieszczęśliwych. Chodziło o zmniejszenie pozycji tzw. „ciężarów społecznych' przedsiębior-

*) Referat wygłoszony na posiedzeniu Rady Lekarskiej C. Z. P. H. dnia 10. VII. 1946 r.

stwa. Oczywiście byli poszczególni przemysłowcy i lekarze fabryczni, którzy ujmowali te zadania szerzej, ale sama instytucja miała w zasadzie charakter obrony interesów materialnych przemysłowca.

Rzeczą bardzo znamienną jest, że przełom dokonał się w krajach biegunowo sobie przeciwstawnych pod względem ustrojowym, w Stanach Zjednoczonych Ameryki Północnej, reprezentujących ustrój hyperkapitalistyczny i w Związku Radzieckim, gdzie przyczyniły się do tego momenty ideowo-polityczne. Jak mogło do tego dojść w Stanach Zjednoczonych?

Złożyło się na to kilka przyczyn: gwałtowny spadek urodzeń przy ograniczeniu imigracji taniej siły roboczej z Europy Środkowej i Dalekiego Wschodu, co podniosło cenę życia ludzkiego, odkrycie — zaiste późne — „czynnika ludzkiego" w produkcji pod wpływem tayloryzmu i jego odmian, jako też powstającej organizacji bezpieczeństwa pracy. Jednak przyczyną bezpośrednią był sukces lekarzy fabrycznych w zakresie opieki nad ofiarami wypadków przy pracy. Dzięki stworzeniu organizacji o typie medycyny zapobiegawczej udało się zdecydowanie zmniejszyć rozmiary inwalidztwa pourazowego. Finansowy oddźwięk tego sukcesu w dziedzinie zdrowotności przekonał przemysłowców amerykańskich, że wydatki na opiekę lekarską nad załogą o typie **zapobiegawczym należy traktować jako inwestycję gospodarczą.**

Gdy na tym przykładzie nauczono się wyceniać zdrowie i chorobę gospodarczo, wystarczyło wykazanie, że wypadki stanowią zaledwie około 10 procent ogólnych strat czasu roboczego zależnych od stanu zdrowia, by rozwinąć instytucję lekarza fabrycznego w organizację fabrycznej służby zdrowia. Ta służba troszczy się o **całokształt zdrowotności załogi** niezależnie od tego, czy stan chorobowy powstał wyłącznie z przyczyn zawodowych, czy pozazawodowych, czy z obu łącznie. W tym ujęciu choroby zawodowe w ścisłym i prawnym tego słowa znaczeniu odgrywają ilościowo skromną rolę. Jest to istotnie przewrót w porównaniu z tymi niezbyt odległymi czasami, kiedy staczano zacięte walki o każdą niemal pozycję listy chorób zawodowych odszkodowanych na równi z wypadkami przy pracy. Jedyną podstawą, o ile chodzi o Stany Zjednoczone, tak szerokiego zakresu fabrycznej służby zdrowia było zrozumienie, iż stan zdrowia załogi jest tak samo ważny dla produktywności przemysłu, jak doskonałość jego technicznego wyposażenia.

Teoretycznie za możliwie wysoki poziom zdrowotności publicznej obejmującej również wiek produktywny, odpowiada publiczna służba zdrowia. Trudność w wykonaniu na tym polega, że ludzie dorośli jedynie podczas pracy tworzą zorganizowany zespół, poddany pewnej dyscyplinie, co wydatnie ułatwia oddziaływanie zapobiegawcze. Organizacja zespołowa i jej dyscyplina umożliwia wychowywanie w zdrowotnych sposobach pracy i odpoczynku oraz tworzenie urządzeń wspólnych, obsługujących zespół, jak racjonalna organizacja pierwszej pomocy, dożywianie, ochrona przed specyficznymi szkodliwościami pracy itp. Tymczasem właśnie teren pracy, jak widzieliśmy, był poza zasięgiem obserwacji i działalności lekarskiej. Dlatego też tylko przemysł mógł zorganizować taką służbę, jako część składową organizacji produkcji.

Fabryczna służba zdrowia spełnia jednak świadomie, czy nieświadomie, funkcje z zakresu publicznej służby zdrowia. Wynika stąd konieczność należytego jej sharmonizowania zarówno z organizacją lecznictwa ubezpieczeniowego, jak z samorządową i państwową służbą zdrowia. Tylko jako harmonijna część składowa powszechnej służby zdrowia może i ta najmłodsza jej gałęź spełnić wszystkie pokładane w niej nadzieje.

II. Zakres działania lekarzy zakładowych.

W chwili tak wyjątkowej, jak obecna, na barki lekarza zakładowego spada szereg czynności, które w czasach bardziej normalnych będą prawdopodobnie wykonywane przez inne instytucje. Dlatego ograniczę się tutaj do omówienia tych czynności, które stanowią o istocie jego pracy i o jej odrębności.

1. Badania wstępne nowoprzyjętych pracowników.

Trzeba się będzie wystrzegać tego nastawienia czysto selekcyjnego, które cechowało pierwotnych lekarzy fabrycznych. Nawet w ustrojach prywatno-kapitalistycznych podejście to okazało się niewystarczające, gdy nie ma nadwyżki padaży rąk do pracy nad zapotrzebowaniem. Po stratach ludzkich, sięgających właśnie w Polsce wielu milionów, trzeba się liczyć raczej z niedoborem rąk do pracy. Analogię możemy znaleźć w dziedzinie rekrutacji podczas nowoczesnych wojen. Z

początku stawiało się bardzo wysokie wymagania zdrowotne przy poborze, by pod koniec wojny sięgać po resztki zdolności do służby wojskowej, osiągając zupełnie dobre wyniki, byle odpowiednie kategorie zdolności były postawione na właściwe miejsca. W przemyśle zaś, gdzie nie chodzi tylko o sześć lat wojny, lecz o cały okres życia produktywnego, a zwłaszcza w przemyśle uspołecznionym, służącym więc dobru ogólnemu, trzeba od razu zająć takie właśnie stanowisko: skierować kandydatów do takiej pracy, przy której istniejące braki czy wady nie przeszkodzą im pracować wydajnie bez zbytniego narażenia ich zdrowia. Nie wynika z tego, by przyjąć każdego zgłaszającego się do pracy, gdyż fabryka ma do spełnienia określone funkcje, które są racją jej istnienia, przyjąć natomiast należy każdego mimo posiadanych przez niego braków, o ile może się on przyczynić do wykonania tych funkcji.

Amerykańscy lekarze fabryczni wypracowali z biegiem czasu następującą klasyfikację kandydatów do pracy:

Kategoria A, bez wad (dających się wykryć w warunkach badania w przychodni fabrycznej) — zdolni do pracy w każdym dziale produkcji.

Kategoria B, z drobnymi wadami, notowanymi na wypadek ewentualnych przyszłych roszczeń, ale zdolni do pracy w każdym dziale produkcji, jak A.

Kategoria C, z wadami czy stanami chorobowymi, zwężającymi przydatność tylko do niektórych działów produkcji; tych osób nie wolno przenosić do innych zajęć bez zgody lekarza.

Kategoria D, — niezdatni chwilowo, czy stale. Do tej kategorii zalicza się osoby: niebezpieczne dla siebie, np. epileptyk na rusztowaniu; dla otoczenia — przypadki chorób zakaźnych; dla produkcji, np. matoł przy materiale wybuchowym. Kategoria ta spadła z około 10 proc. badanych na 2 proc. w miarę wytwarzania się bardziej społecznego nastawienia fabrycznej służby zdrowia.

2. Badania okresowe.

Trafne rozwiązanie zadania pierwszego wymaga spełnienia dwóch warunków:

a) lekarz winien znać dokładnie wymagania psychofizyczne każdego rodzaju zajęcia w obrębie fabryki i jego wpływ na stan zdrowia pracowników oraz

b) lekarz winien znać wpływ na przydatność kandydata każdego stanu patologicznego, który badanie wykryło.

Otóż lekarzy, którzy odpowiadaliby tym wymaganiom nie ma i nie będzie u nas, przynajmniej w najbliższej przyszłości. Lekarz fabryczny musi być dobrym klinicystą co najmniej w zakresie diagnostyki. Orzekania o przydatności mniej lub więcej zdrowych kandydatów do różnych zajęć lekarz musi i może się nauczyć dopiero w fabryce. Musi on mieć nastawienie badawcze.

Z przyczyn uprzednio omówionych ogół lekarzy nie ma możności obserwowania większej liczby osobników o wiadomych brakach zdrowotnych podczas pracy. Toteż dotychczas orzekanie o zdolności do pracy w ogóle, czy też do określonej pracy w szczególności, oparte jest w najlepszym wypadku na obserwacji klinicznej w szpitalu, gdzie chory nie pracuje i znajduje się w zupełnie sztucznych warunkach bytu. Musi ono w tych warunkach być z konieczności oparte na dedukcji z obecnego stanu wiedzy lekarskiej w tym przedmiocie. Toteż w wielu wypadkach będzie nieścisłe. Jedynie lekarze fabryczni mogą z czasem dostarczyć ogółowi lekarskiemu dostatecznie duży materiał obserwacyjny, indukcyjny.

Potrzebnego doświadczenia nabywają lekarze fabryczni przez okresowe badania załogi i inspekcje wasztatu pracy. Pierwsze badanie winno dać przekrój stanu zdrowia każdego członka załogi i winno wobec tego objąć cały ustrój i wszelkie, nawet drobne, odchylenia od normy, choćby w danej chwili zdawały się nie wpływać na przydatność do pracy. Badając tego osobnika okresowo i znając istotę i warunki jego pracy lekarz fabryczny może ustalić, czy i jakie braki w stanie zdrowia reagują na warunki i istotę danej pracy. Mając zaś do rozporządzenia duży materiał kliniczny w postaci całej załogi, może on odróżnić reakcje indywidualne od reakcji typowej. Ten badawczy aspekt okresowych badań lekarskich pragnę jak najsilniej podkreślić. Nikt poza lekarzem fabrycznym nie ma tej okazji studiowania schorzeń zawodowych — w najszerszym tego słowa znaczeniu „in statu nascendi". Tej okazji nie wolno zmarnować.

Poza tym zadaniem, obliczonym na dalszą metę, badania okresowe mają bezpośrednie zadania zapobiegawcze. Od dawna posługu-

jemy się nimi w stosunku do osób nawet najzdrowszych, ale narażonych na specyficzne ryzyko chorobowe, gdy wywoływana przez nie choroba powstaje stopniowo i powoli, jak zatrucie ołowiem, rtęcią, benzolem itd., jak pylica krzemowa, jak zmiany w stawie barkowym przy stosowaniu narzędzi pneumatycznych itp. Chodzi o uchwycenie w porę pierwszych zmian patologicznych, by przez przerwę w pracy lub zmianę zajęcia nie dopuścić do pełnego rozwoju choroby i powstania inwalidztwa.

Badania okresowe dostarczają również okazji do wczesnego inicjowania leczenia wykrytych stanów chorobowych w ogóle. Wiadomo, że nie ma proporcji pomiędzy poczuciem choroby i potrzeby pomocy lekarskiej a obiektywnym stanem zdrowia. Są ludzie, którzy czują się chorzy i stale nawiedzają lekarzy bez żadnego tła obiektywnego. Większość natomiast chorych zgłasza się do lekarza późno, nieraz za późno, gdy powrót do normy wymaga leczenia dłuższego, kosztowniejszego, a wynik już nie może być pełny wobec wytworzenia się zmian nieodwracalnych. Dzięki dyscyplinie fabrycznej inicjatywa lekarza, oparta na dokładnym zbadaniu pracownika, może skutecznie zastąpić zwykle błędną inicjatywę chorego. Najbliższa analogia: kto regularnie co 6 miesięcy odwiedza swego dentystę kosztem drobnych, niebolesnych zabiegów — zachowa najdłużej dobre zęby.

Łączy się z tym możliwość uzupełnienia leczenia poradą lekarza fabrycznego w zakresie higieny osobistej danego osobnika podczas pracy i poza nią. Lekarz leczący, nie znając istoty i warunków pracy swych licznych pacjentów, na ogół nie będzie mógł udzielić tak trafnych rad i wskazówek. Ma to szczególne znaczenie w przebiegu schorzeń chronicznych, dotyczy więc szczególnie starszych pracowników, zwykle z uwagi na swe doświadczenie szczególnie cennych. Ale i w stosunku do ogółu pracowników wynik badania okresowego stanowi doskonałą okazję do popularyzacji higieny osobniczej, zwłaszcza, że może ona być indywidualizowana.

3. Inspekcje warsztatów pracy.

Jak z powyższego wynika, badanie okresowe załogi wtedy tylko spełni swoje zadanie, jeżeli dokonujący go lekarz jest doskonale obeznany z każdą grupą czynności zakładu pracy. Tych wiadomości lekarz nabędzie też tylko na miejscu przez częste inspekcje wasztatów i szczegółową analizę samej istoty pracy, jej ewentualnej szkodliwości dla zdrowia oraz układu warunków zewnętrznych, wśród których praca przebiega.

Ustalone w ten sposób szkodliwości albo dadzą się usunąć przez przeorganizowanie danej czynności lub odpowiednie zabezpieczenie techniczne, albo ujemne ich skutki mogą być zredukowane do minimum przez szczególnie troskliwy dobór pracowników i zaopatrzenie ich w sprzęt ochronny indywidualny. Potrzebna tu jest inicjatywa lekarza w stosunku do czynnika administracyjnego i technicznego fabryki i bezpośrednie jego zainteresowanie doborem i kontrolą właściwego sprzętu ochronnego. Łączą się z tą funkcją zadania kontrolne lekarza w zakresie ogólnej higieny zakładu pracy i jego stanu sanitarnego. Lekarz fabryczny musi być wobec tego dobrze przygotowany z higieny w ogóle, a z higieny pracy w szczególności.

4. Organizacja pierwszej pomocy

Jest to właśnie ten dział pracy lekarza fabrycznego, który najwięcej przyczynił się do spopularyzowania samej instytucji. Dlatego zasługuje on na baczną uwagę szczególnie dzisiaj, kiedy instytucja już została uznana, albowiem w życiu gospodarczym sprawa opłacalności jakiejkolwiek służby prędzej, czy później wypływa. Opłacalność fabrycznej służby zdrowia najłatwiej udowodnić właśnie w dziedzinie pierwszej pomocy.

Jest to dziedzina do niedawna bardzo zaniedbana — teoretycznie i praktycznie. Było to do pewnego stopnia nieuniknione, skoro w zasadzie chodzi o zabiegi ratownicze w okresie, nim poszkodowany dostanie się w ręce aparatu lecznictwa, czyli o zabiegi wykonywane z reguły przez nie-lekarzy. Wprowadzając lekarza na stałe w obręb fabryki możemy załodze zapewnić pierwszą pomoc udzielaną fachowo bądź przez lekarza, bądź przez personel przez niego szkolony i działający pod jego nadzorem.

Doświadczenie wykazało, że dzięki takiej pomocy, udzielonej w pierwszej godzinie po zadziałaniu urazu, można wybitnie poprawić szanse powrotu do zdrowia i do funkcji ofiarom nieszczęśliwych wypadków. W tych warunkach można m. i. prawie zupełnie opanować zakażenie przyranne. W wielu fabrykach

amerykańskich w ten sposób częstotliwość tej groźnej komplikacji obniżono trwale poniżej 1%. Ta pozycja nadaje się doskonale do obiektywnej oceny sprawności fabrycznej służby zdrowia w dziale pierwszej pomocy.

Rzecz na tym polega, że jakkolwiek tylko pewien odsetek uszkodzeń zostaje poważniej zakażony, nigdy jednak nie wiadomo, które z tych uszkodzeń będzie tym zakażeniem zagrożone. Trzeba więc opatrzyć prawidłowo każde, nawet drobne uszkodzenie, a tych jest bardzo dużo. Tylko przy decentralizacji pierwszej pomocy można przeprowadzić zasadę, by każde najdrobniejsze skaleczenie było opatrzone bez większej straty czasu pracy przez osobę wyszkoloną. Gdzie takiej organizacji nie ma, sam poszkodowany lub jego koledzy udzielają pomocy, a taka pomoc niefachowa bywa groźniejsza od samego uszkodzenia.

Oczywiście, skoro istnieje gotowy fabryczny aparat pierwszej pomocy, należy go wyzyskać również na korzyść schorzeń niewypadkowych, występujących podczas pracy. Jednakże w tym zakresie powstają w życiu trudności przy odgraniczeniu zabiegów o charakterze doraźnej pomocy od właściwego lecznictwa. To zagadnienie da się rozsądnie rozwiązać tylko w ścisłej współpracy z lecznictwem ubezpieczeniowym.

5. Udział w rehabilitacji zawodowej.

Lekarz fabryczny zapełnia lukę na jednym odcinku w organizacji opieki nad ofiarami wypadków, a mianowicie od momentu zadziałania urazu do chwili podjęcia leczenia przez lecznictwo ubezpieczeń społecznych. Istnieje jednak jeszcze inna luka, a mianowicie w zakresie tzw. rehabilitacji zawodowej. Okazało się bowiem, że można przyspieszyć powrót do normy po uszkodzeniu i uzyskać najlepszą funkcję, jeżeli poszkodowany możliwie wcześnie wraca do pracy. Gdyby jednak pracownik podjął zadanie przekraczające jego siły, nastąpi pogorszenie stanu zdrowia. Obecność lekarza w fabryce pozwala zrealizować zasadę wczesnego powrotu do pracy, gdyż rodzaj i stopień intensywności zajęcia będzie regulowany przez lekarza znającego zdrowieńca i rodzaje prac wykonywanych w danym zakładzie. Przy takiej organizacji trapiąca Europę histeria rentowa jest rzadkością w Stanach Zjednoczonych.

6. Działalność propagandowa i wychowawcza

Lekarz fabryczny nie wyzyskałby wszystkich korzyści, jakie daje mu jego pozycja strategiczna jako członka zespołu fabrycznego, gdyby nie rozwinął żywej akcji propagandowej i wychowawczej w dziedzinie zdrowia. Nieuświadomienie lub wręcz ciemnota należą, jak dziś wiemy, do najważniejszych czynników chorobotwórczych. Jest to jeden z czynników patogenezy społecznej.

Toteż dziś propaganda i wychowanie należą do najważniejszych środków działania higieny społecznej. Znowuż trudność polega na tym, że zwracając się do ogółu lub dowolnie zebranego tłumu, trzeba operować wskazówkami ogólnikowymi. Lekarz fabryczny może tę akcję prowadzić bardziej specyficznie w oparciu o swą znajomość każdego członka załogi, warunków jego pracy i płacy. Przez powtarzanie osięgnie wzmocnienie efektu zbyt słabego przy jednorazowym zadziałaniu. Akcję tę trzeba prowadzić z rozmachem i przy wyzyskaniu środków technicznych, którymi dysponuje nowoczesna reklama. Uzupełniają je porady indywidualizowane z okazji okresowych badań lekarskich.

7. Statystyka chorobowości i umieralności zakładowej.

Organizacja fabrycznej służby zdrowia jest niezbędnym elementem naprawdę naukowej organizacji pracy. Do zasad naukowej organizacji należy sprawozdawczość każdego działu pracy i kontrola osiągnięć. Tym celom służy na odcinku zdrowotności statystyka chorobowości i umieralności zakładowej. — Winna ona uwzględnić różnice biologiczne — wiek i płeć oraz różnice ilościowe i jakościowe ryzyka dla zdrowia różnych warsztatów i czynności. Rejestrować należy całkowitą chorobowość, nie tylko wypadki i choroby zawodowe. Porównując stopę chorobowości poszczególnych warsztatów i czynności, lekarz uzyska wskazówki, gdzie szukać przyczyny szczególnie pomyślnego lub niepomyślnego stanu zdrowia, jakie warsztaty i czynności poddać pogłębionej analizie lekarsko-technicznej. Poza tym statystyka ta będzie obiektywną podstawą do oceny wartości fabrycznej służby zdrowia.

7. Dożywianie w fabryce.

Czynniki pozazawodowe wpływają oczywiście również na stan zdrowia, a tym samym na zdolność do pracy załogi. Toteż bardziej postępowe zakłady przemysłowe od dawna udzielały swym pracownikom pomocy w dziedzinie mieszkania, sportu, wczasów, potrzeb kulturalno-oświatowych itd. Szczególnie jednak cenna może i powinna być pomoc udzielana celem racjonalizacji żywienia tym bardziej, że istnieje tu najściślejszy związek z wydajnością pracy.

Żywienie warstw robotniczych z wielu względów nie odpowiada wymogom naukowym i to nie tylko w krajach uboższych, do których należy zaliczyć Polskę, lecz również w krajach o stopie zamożności Anglii i Stanów Zjednoczonych Ameryki Północnej. — Braki te istniały nawet w czasach normalnych, a warunki powojenne jeszcze je u nas spotęgowały. Aktualne zapewnienie pracownikom minimum potrzeb fizjologicznych w tej dziedzinie należy uznać za najważniejszą inwestycję gospodarczą, o ile chodzi o czynnik ludzki produkcji.

Zgodnie jednak z moim głównym założeniem pragnę omówić sprawę pomocy żywnościowej załodze nie tyle jako potrzebę chwili, ile jako jeden z ważnych sposobów podniesienia zdrowotności załogi w ogóle. Licząc się z faktem, że przeciętny robotnik w domu prawdopodobnie odżywia się wadliwie, należałoby zaofiarować mu w fabryce jeden główny posiłek-obiad lub kolację — tak dobrany pod względem składników odżywczych, by skompensować braki żywienia domowego. Innymi słowy, jadłodajnia fabryczna mogłaby spełniać rolę analogiczną, jaką śniadanie szkolne spełnia wobec młodzieży szkolnej.

Warunkiem jest, że menu tego posiłku w fabryce będzie odpowiednio dobrane. Wykonywać to zadanie w detalach musi odpowiednio wyszkolony personel gospodarczy, ale czuwać nad tym winien lekarz fabryczny Materiału do odpowiednich wskazówek dietetycznych dostarczają mu wyniki okresowych badań lekarskich, które winny uwzględniać również stan odżywiania członków załogi. Winien on się również interesować typem odżywiania rodzin robotniczych i przyzwyczajeniami, które w tej dziedzinie cechują daną dzielnicę kraju. Sprawa racjonalnego żywienia winna też być jednym z głównych przedmiotów prowadzonej przez lekarza akcji propagandowej.

Istnieje poza tym ciekawy problem żywienia ochronnego — takiego żywienia, które mogłoby zmniejszyć ujemne dla zdrowia skutki niektórych specyficznych szkodliwości zawodowych. Empirycznie zwłaszcza przemysł chemiczny od dawna używa mleka jako dodatku żywnościowego dla kategorii pracowników, narażonych na działanie trucizn, jak ołów. Sprawa jest niewątpliwie ważna i ciekawa, jak dotąd — nierozwiązana. Są niektóre obserwacje, które mogą służyć jako punkty zaczepienia dla dalszych badań, ale zagadnienie jako takie zaledwie się zarysowuje. I w tej sprawie lekarze fabryczni mogliby przyczynić się najwięcej do rozwiązania tego problemu.

8. Funkcja „hormonalna" lekarzy zakładowych

Dotychczas wyliczyłem bezpośrednie zadanie lekarzy fabrycznych, pod koniec należy podkreślić ich funkcję raczej koordynacyjną, funkcję podobną do tej, która w gospodarce ustroju ludzkiego spełniają hormony i witaminy, które choć występują w minimalnych ilościach, harmonizują reakcje przebiegające pomiędzy głównymi elementami funkcjonalnymi ustroju. Podobnie fabryczna służba zdrowia, która zawsze nawet po odpowiedniej rozbudowie będzia jednostką ilościowo skromną, może odegrać dużą rolę starając się sharmonizować na odciku zdrowotnym działalność takich zasadniczych elementów struktury społecznej, jakimi są organizacje produkcji przemysłowej, organizacja lecznictwa ubezpieczeniowego, organizacja samorządowej i państwowej służby zdrowia. Wynika to poprostu z faktu, że lekarz fabryczny jest umieszczony w punkcie stycznym działalności tych organizacyj.

W zespole pracy lekarz fabryczny reprezentuje interes zdrowia publicznego. który polega na zapewnieniu możliwie wysokiego poziomu zdrowotności wszystkich części składowych społeczności, więc również zespołu produkcyjnego. Odpowiada to interesom produkcji, jak widzieliśmy, a jednak realizacja tego celu w praktyce przemysłowej natrafiała na znaczne opory. Częściowo przynajmniej tłumaczy się to tym, że język właściwy działaczom na terenie zdrowotności publicznej był obcy i niezrozumiały światu techniczne.

mu. Lekarzowi ściśle związanemu z fabryką nie będzie trudno odegrać rolę tłumacza na język właściwy technikom i ekonomistom.

Lekarz fabryczny jest równocześnie wysuniętą placówką lecznictwa społecznego, którego głównym członem jest lecznictwo ubezpieczeniowe. Dotąd działaczom ubezpieczeniowym również brak było wspólnego języka ze sferami przemysłowymi, choć w istocie rzeczy i tu istnieje wspólnota interesów, gdyż zarówno przemysłowi, jak ubezpieczeniom społecznym zależy na możliwie pełnym i wczesnym powrocie do zdrowia i zdolności do pracy pracowników przemysłu. Tak silny był jednak antagonizm społeczny grupy pracowników najemnych, których interesów broniły ubezpieczenia społeczne, i przemysłowców, że do szczerej i ścisłej współpracy nie doszło. Jest ona jednak konieczna, jeżeli praca lekarza fabrycznego ma dać pełne wyniki. Cóż pomoże najsprawniejsza organizacja pierwszej pomocy na terenie fabryki, jeżeli poszkodowany będzie musiał godzinami czekać na podjęcie właściwego leczenia w ubezpieczalni? Cóż pomoże inicjatywa lekarza fabrycznego wczesnego leczenia zauważonych braków u członka załogi, jeżeli lekarz ubezpieczalni zbędzie go bylejakim lekiem lub potraktuje jako symulanta.

Tu dotykamy roli lekarza fabrycznego jako adwokata wobec publicznej służby zdrowia i organizacji lecznictwa społecznego interesów specjalnych zespołu produkcyjnego w dziedzinie zapobiegawstwa i lecznictwa. Trzeba przyznać, że z tymi specyficznymi potrzebami zespołów pracy nie liczono się zbytnio ani w organizacji lecznictwa społecznego, nastawionego wyłącznie na dom i rodzinę ubezpieczonego, ani w publicznej służbie zdrowia. Służba ta z natury rzeczy myśli raczej kategoriami osiedla i rodziny, matki i dziecka, specyficznymi grupami chorób o większym znaczeniu społecznym. W tych zagadnieniach nie ma tej cechy tak charakterystycznej dla zespołu pracującego: momentu czasu jako ważkiego momentu produkcji. Dlatego pogodzenie słusznych interesów wymienionych wyżej organizacji jest problemem, a lekarz fabryczny tym, który ma najwięcej danych na to, by do harmonii doprowadzić. W tej działalności będzie mu potrzebny spory zapas taktu i cierpliwości.

8. Reasumując, lekarz fabryczny reprezentuje nową specjalność lekarską, która się dopiero rodzi. Istnieją coprawda wzory zagraniczne, wiele materiałów znajdzie się w książkach i na kursach krajowych i zagranicznych, ale wytworzenie typu pracy i organizacji dostosowanej do naszych polskich potrzeb, pozostanie zadaniem polskich lekarzy fabrycznych. By całkować i systematyzować narastające codziennie doświadczenie poszczególnych lekarzy fabrycznych, konieczna jest fachowa komórka kierownicza w centralach naszych organizacji przemysłowych w osobie ich Lekarzy Naczelnych.

Poza tym wskazane byłoby wytworzyć bądź osobne stowarzyszenie lekarzy fabrycznych lub co najmniej ich sekcję w ramach szerszej organizacji lekarskiej. Tu mogłaby nastąpić wymiana myśli i doświadczeń zebranych w różnych gałęziach przemysłu. Raz jeszcze bowiem podkreślić muszę, że są to placówki badawcze, mogące dorzucić niezwykle cenne cegiełki do naszej wiedzy o człowieku w pracy.

Wreszcie, słówko wyjaśnienia. Zdaję sobie doskonale sprawę z tego, że to co tu nakreśliłem, nie może być traktowane jako program na dzień dzisiejszy. Powstaje nowa służba lekarska wśród olbrzymich braków ilościowych i jakościowych, personalnych i rzeczowych, wśród pewnego chaosu myślowego, nie dającego się uniknąć w chwilach tak przełomowych, jak obecna. Znamy punkt wyjścia, którym jest rzeczywistość dnia obecnego. Dobrze jest znać cel, do którego winniśmy kierować nasze kroki, tym bardziej, im większe są trudności, jakie nas od tego celu dzielą. Temu zadaniu poświęciłem tych kilka uwag.

STATYSTYKA

A. HUTNICTWO ŻELAZNE.

w tonach

Wytwórczość

Działy	Rok 1945		Rok 1946				
	I kw.	II kw.	I kw.	II kw.	maj	czerwiec	Ogółem (styczeń-czerwiec)
I. **Koks**	*	78.309	216.829	228.197	76.990	76 829	445.026
II. **Surówka**							
Surówka martenowska	9.472	21.226	148.105	162.123	54.005	52.172	310.228
„ odlewnicza	—	2.135	4.480	18.927	6.020	6.582	23.407
„ hematytowa	—	—	2.700	4 453	2.100	1.823	7.153
„ zwierciadlista	—	—	3 630	1.775	585	485	5.405
Ferrostopy	—	—	2.993	3.455	1.245	1.160	6 448
Razem	9 472	23.361	161.908	190.733	63.955	62.222	352.641
III. **Stal**							
Wlewki	7.129	81.070	280.139	296.734	102.950	93.808	576.873
Odlewy staliwne	332	1.839	3.457	5.154	1.898	1.580	8.611
Razem	7.461	82.909	283.596	301.888	104.848	95 388	585 484
IV. **Wyroby walcowane**							
Półwytwory (do wysyłki nazewnątrz)	(1.822)	(5.352)	(52.870)	(50 077)	(18.220)	(15.195)	(102.947)
Szyny wraz z akcesoriami	1.215	10.095	34.980	33.036	12.476	8.503	68.016
Żelazo kształtowe i szerokostopowe pow. 80 m/m.	335	3.505	15.156	25.652	7.945	12.700	40.808
Żelazo prętowe i uniwersalne	2.140	23.938	47.464	49.448	17.625	13.887	96.912
Żelazo na drut (walcówka)	89	4.922	18.049	12 451	3.023	5.321	30.500
Taśmy walcowane na gorąco	12	686	6.133	6 812	2.430	1.696	12.945
Blachy	1.070	7.677	35.445	37.711	12.318	12.422	73.156
Stal we wszelkich gatunkach	268	1.959	8 898	7.636	2.494	2.976	16.534
Rury walcowane bez szwu	558	2.315	15.276	12.740	4.602	4.639	28.016
Razem [1])	5.687	55.097	181.401	185.486	62.913	62.144	366.887
V. **Rury spawane i ciągnione**							
Rury spawane	12	22	1.693	885	240	567	2.578
Rury spawane (Ferrum)	—	122	581	90	38	46	671
Rury ciągnione	93	133	2 384	2.514	892	725	4 898
Łączniki do rur	32	34	49	50	18	17	99
Rury podsadzkowe	—	—	—	—	—	—	—
Razem	137	311	4.707	3 539	1.188	1.355	8 246
VI. **Wyroby kute i prasowane**							
Zestawy kołowe i ich części	26	712	14.023	12.250	4.309	3.622	26 273
Odkówki	153	1.601	2.470	3.694	1.283	1.107	6.164
Razem	179	2.313	16.493	15.944	5.592	4.729	32.437
VII. **Wyroby działu przetwórczego**							
Wytwory zimno walcowane i ciągnione	85	547	5.071	6 834	2.326	2.450	11.905
Różne wyroby z blachy i blacha ocynkowana	213	2.026	6.157	7.476	2.418	2.603	13.633
Różne wyroby z drutu	63	275	766	740	246	246	1.506
Konstrukcje, maszyny i urządzenia i inne wyroby	236	2.630	9.648	9.552	3.165	3.288	19.200
Razem	597	5.478	21 642	24.602	8.155	8 587	46.244
VIII. **Odlewy żeliwne**							
Wszelkie odlewy żeliwne	66	1.654	9.291	10.270	3.495	3.450	19.561
Razem	66	1.654	9.291	10.270	3.495	3.450	19 561

[1]) bez półwytworów

Liczba czynnych pieców

Wyszczególnienie[1])	1945			Rok 1946											
	czerwiec			marzec			kwiecień			maj			czerwiec		
	a	b	c	a	b	c	a	b	c	a	b	c	a	b	c
Wielkie piece	2	2	—	14	12	2	14	12	2	14	12	2	14	12	2
Piece martenowskie	17	16	1	41	35	6	40	34	6	38	32	6	41	34	7
Piece elektryczne	7	7	—	9	8	1	15	8	7	15	8	7	14	7	7

[1]) Liczby w rubr. a) **dla całej Polski,** w rubr. b) dla woj. Śląsko-Dąbr., c) dla **pozostałych** wojew.

Zatrudnienie
(Stan w końcu miesiąca)

Wyszczególnienie	1945	Rok 1946			
	czerwiec	marzec	kwiecień	maj	czerwiec
Ogółem	42 268	64 328	67 556	69 838	71 967
w tym fizycznych	36 822	58 065	60 910	62 960	64 817
„ umysłowych	5 446	6 263	6 646	6 878	7 150

B. KOPALNICTWO RUD.

w tonach

Wytwórczość

Wyszczególnienie	Rok 1945		Rok 1946				
	I kw.	II kw.	I kw.	II kw.	maj	czerwiec	Ogółem (stycz.-czerw.)
Ogółem wydobyto	—	7 945	83 730	99 901	35 484	33 016	183 631
w tym rudy ilastej i utlen. *)	—	7 045	60 577	70 281	26 085	24 123	130 858
„ rudy brunatnej *)	—	7 045	8 742	11 282	3 416	2 795	20 024
„ **rudy darniowej**	—	—	3 470	6 210	1 815	2 025	9 680
„ **rudy pirytowej**	—	900	6 965	6 824	2 404	2 200	13 789
„ magnetytu *)	—	—	3 976	5 304	1 764	1 873	9 280

*) liczby poprawione.

Liczba czynnych zakładów

Rejony	Ogółem kopalń	Rok 1946			
		w tym w ruchu			
		marzec	kwiecień	maj	czerwiec
Ogółem	25	18	19	20	20
Konopiska (podrejon)	6	4	4	5	5
Borek („)	9	6	7	7	7
Staropolski	8	7	7	7	7
Dolno-Śląski	2	1	1	1	1

Zatrudnienie
(Stan w końcu miesiąca)

Wyszczególnienie	1945	Rok 1946			
	czerwiec	marzec	kwiecień	maj	czerwiec
Ogółem	1 805	5 089	5 301	5 582	5 829
w tym **fizycznych**	1 691	4 814	5 006	5 275	5 499
„ **umysłowych**	114	275	295	307	330

C. HUTNICTWO CYNKOWE.

Wytwórczość

w tonach

Wyszczególnienie	Rok 1945 I kw.	Rok 1945 II kw.	Rok 1946 I kw.	Rok 1946 II kw.	Rok 1946 maj	Rok 1946 czerwiec	Rok 1946 Ogółem (stycz.-czerwiec)
1. Kopalnie:							
Wydobyto rudy blendowej	10 685	40 073	104 639	125 608	43 719	41 730	230 247
Wydobyto rudy galmanowej	1 113	5 663	19 317	23 996	7 863	8 925	43 313
2. Zakłady wzbogacania:							
blenda	2 146	7 215	19 454	20 238	7 122	6 435	39 692
galena	202	541	1 802	1 893	646	657	3 695
galman	914	4 945	16 571	19 503	6 408	6 976	36 074
3. Huty tlenku cynku:							
tlenek spiekany	1 483	2 485	6 678	7 046	2 388	2 284	13 724
4. Prażalnie:							
blenda prażona i spiekana	3 336	7 923	14 615	16 938	5 305	5 674	31 553
piryt prażony	—	—	6 926	10 393	3 584	3 598	17 319
kwas siarkowy 50° Bé	901	5 752	25 799	38 501	13 158	12 867	64 300
siarka	354	1 052	1 395	1 560	405	625	2 955
5. Huty cynku:							
cynk surowy	3 316	6 697	10 978	11 003	3 695	3 693	21 981
cynk elektrolityczny	1 045	1 580	1 537	1 772	616	592	3 309
6. Walcownie cynku:							
blacha cynkowa	465	1 582	5 633	6 322	2 131	2 063	11 955
7. Huta ołowiu:							
ołów handlowy	991	1 108	2 074	2 119	704	706	4 193
glejta	14	33	—	179	56	97	179
minia	32	—	51	267	91	70	318
blacha ołowiana	—	71	188	107	45	49	295
inne wyroby	1	15	106	101	33	23	207
8. Zakłady kadmu							
kadm	—	—	27,5	28,6	9,4	9,2	56,1

Liczba czynnych zakładów

Wyszczególnienie	1945 czerwiec	Rok 1946 marzec	Rok 1946 kwiecień	Rok 1946 maj	Rok 1946 czerwiec
Kopalnie rud	2	4	4	4	4
Zakłady przeróbki mechanicznej	2	2	2	2	2
Huty tlenku cynku	—	2	2	2	2
Prażalnie	4	5	6	6	6
Huty cynku i ołowiu*)	5	6	6	6	6
ilość pieców w ruchu	20	25	25	25	28
ilość system. elektrolit.	1	1	1	1	1
Walcownie cynku	3	3	3	3	3
Zakłady kadmu	—	2	2	2	2

*) w tym 1 huta ołowiu

Zatrudnienie
(Stan w końcu miesiąca)

Wyszczególnienie	1945 czerwiec	Rok 1946 marzec	Rok 1946 kwiecień	Rok 1946 maj	Rok 1946 czerwiec
Ogółem	9 123	10 586	10 782	11 179	11 423
w tym fizycznych	7 951	9 287	9 442	9 813	10 016
„ umysłowych	1 172	1 299	1 340	1 366	1 407